

ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR DE INGENIEROS DE MINAS

PROYECTO FIN DE CARRERA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y COMBUSTIBLES

**DESARROLLO DE UNA HERRAMIENTA PARA
DISEÑO DE VOLADURAS EN TÚNELES**

Autorizo la presentación del proyecto
Desarrollo de una Herramienta de diseño de Túneles

Realizado por
Francisco Sena Leite

Dirigido por
Prof. Ing. Pablo Segarra Catasús (UPM)

Nombre del cotutor de Portugal
Prof. Ing. Miguel Fernando Tato Diogo

Firmado:
Prof. Ing. Pablo Segarra Catasús

Fecha:.....

A mi abuela Arminda

Agradecimientos

Llegando al final un camino de iniciación al estudio de la Ingeniería de Minas, se mira hacia atrás y se recuerda todas las personas importantes que por él han pasado.

Antes de todo, en relación a el Proyecto Final de Carrera, dejo mis agradecimiento al Prof. Pablo Segarra que cedió su tiempo para orientarme, aconsejar y motivar para que mi trabajo tomase el mejor camino. A mi coordinador Prof. Miguel Tato Diogo que siempre se mostró disponible, por también ser un excelente motivador y transmitir su apertura e apoyo al proyecto y a mi coordinador Prof. José A. Sanchidrián por el apoyo brindado en mi estancia en la escuela de minas de Madrid.

A MAXAM Corp. debo un agradecimiento especial a todo el departamento “Technical Applications” (TAP): al Director Técnico, Ing. López Cano, por la apertura y por permitir mi integración, durante mis prácticas, en este departamento; al Ing. Paulo Couceiro, por la disponibilidad, confianza y experiencia, que han sido determinantes en la realización de este proyecto; al Ing. Vinicius Gouveia, agradezco el apoyo informático/matemático pero, y sobre todo, las conversas al final del día donde han sido compartidas muchas experiencias y opiniones; a los ingenieros Jesús Ángel Pascual, Jorge López Rodríguez, Ferdinando Nazca, Raúl García y Jorge Blazquez por los debates, información y experiencias compartidas. En general, a MAXAM Corp. Por la oportunidad concedida, confianza depositada y posibilidad de participación en proyectos de índole internacional. A ellos estoy muy agradecido.

Mirando mi camino académico no puedo olvidar nombres como Miguel Mendanha y José Pedro Gomez, pues no hay palabras que agradezcan la amistad ni los tiempos que con ellos he vivido. A Cheila Pacheco, Ana Silva, Carina Vicente y Patricia Lourenço por la fuerza, confesiones y amistad que transmitieran. A toda el nuevo equipo de GEM-FEUP, por ser un proyecto por nosotros construido y por vosotros soportado. Nombres como Alberto Silva, Gustavo Alves, Diogo Silva, Guida Campos, Bruno Costa y Joana Pedro de cierto os llevaré conmigo por los buenos tiempos que hemos pasado juntos.

A los Profesores Antonio Fiuza, José Soeiro y Joaquim Góis, debo una palabra especial de agradecimiento, en nombre de GEM-FEUP, por la confianza, apoyo y ayuda que nos han dado para llevar este proyecto adelante.

A Bento Martins, Mário Fernandes, Bernardo Fernandes, César Pereira y Rita Ribeiro que me acompañan hace años, dejo mis sinceros agradecimientos por ser quienes son y por todo nuestro largo camino, ya que sin el yo no sería lo que soy ahora. A ellos un agradecimiento muy especial.

A mis compañeros de Intercambio en Brasil y Madrid (que no hay paginas suficientes para escribir todos los nombres), un agradecimiento que no tiene precio por todos los tiempos pasados juntos, experiencias compartidas, e por considerar que estos fueran momentos de mi vida importantísimos para formar mi carácter de hoy. No olvidaré la República Canil ni la Residencia Universitaria Gómez-Pardo y nombres como Sílvia Lima, Daniel Campos, Saulim Ferreira, Gabriel Couto, Mario Guimarães, Pedro Guedes, Túlio Leão, Melquides Elba, Paulo Fernández, Ned Vasquez, Ezewna Darlington, Rishat Khabibullin y Robert Ampuero serán siempre recordados. Hasta ahora mis compañeros.

No puedo dejar de dedicar una palabra al escutismo, ya que ha sido el motor de mi vida, mi fuente de entusiasmo y motivación. Así, a todos los scouts con quien he vivido fuertes momentos, un abrazo sincero.

Por fin, agradezco a mi familia. A mi tío Mário por ser alguien que admiro mucho (en la ingeniería de minas y en la vida), y que siempre he intentado seguir. A mi madre por toda la atención que me da, por las preocupaciones, por siempre me haber apoyado en los momentos más complicados y por me haber ayudado a ser la persona que soy, mucho le debo a ella. A mi padre por la persona motivadora que es, por ser el Profesor (de mi vida), por los valores que me ha enseñado, por los que me enseña y por me haber apurado mi gusto por la Imaginería de Minas. A mi hermana, pues solo los hermanos saben lo que cada uno pasa y siente. A ella yo debo un pedido de perdón (por los momentos que no he estado presente) y un agradecimiento que no tiene valoración posible. A mi Abuela Arminda, por estar presente en mi vida, por ser la persona especial que es para mí y por siempre estar atenta y se preocupar conmigo. A mi Abuela Julia por ter sido una persona que traigo siempre conmigo y haber sido una pieza importante en mi vida. A toda mi familia, al escutismo y a Dios, yo les debo todo, muchas gracias.

Documento nº 1: Memoria

1	Objetivo y alcance	2
2	Introducción.....	3
3	Apertura de túneles.....	4
3.1	Ciclo de voladura y evolución del equipamiento de perforación.....	6
3.2	Sección de un túnel	8
3.3	Esquema de voladura	9
3.4	Método Sueco de diseño voladuras en túnel	9
3.4.1	Determinación de la constante de roca	10
3.4.2	Tipos de cuele	11
3.4.3	Cuele de cuatro secciones	18
3.4.4	Zapateras.....	28
3.4.5	Contorno	30
3.4.6	Destroza	31
3.5	Sistemas de avance.....	33
3.5.1	Roca dura y competente.....	33
3.5.2	Roca blanda.....	36
4	Carga de explosivos y su secuenciación.....	37
4.1	Explosivos (definición y conceptos asociados).....	37
4.2	Sensibilidad e Iniciación	37
4.2.1	Temperatura	38
4.2.2	Choque (puntos calientes).....	38
4.2.3	Fricción e impacto	38
4.3	Diámetro crítico	39
4.4	Insensibilización (cule).....	39
4.5	Generación de gases	40
4.6	Clasificación de los Explosivos	40
4.6.1	Explosivos primarios	40
4.6.2	Explosivos secundarios.....	41
4.7	Secuenciación en túneles.....	44
5	Fragmentación	45
5.1	Rotura y resistencia de la roca	45
5.2	Modelo de predicción de Kuz-Ram	49

5.2.1	Ecuación de Kuznetsov	49
5.2.2	Ecuación de Rosin-Ramler	51
5.2.3	Índice de uniformidad	52
5.3	Aplicación del modelo de predicción de Kuz-Ram para túneles	52
5.3.1	Variables	54
5.3.2	Aplicación	55
6	Herramienta de diseño de túneles	57
6.1	Descripción general de la herramienta – X-Tunnel v.Beta	57
6.2	Datos de entrada (In-Puts).....	57
6.2.1	Información del Proyecto.....	58
6.2.2	Parámetros de diseño	59
6.2.3	Análisis de Vibraciones	62
6.3	Datos de Salida (Out-Puts).....	64
6.3.1	Mallas de perforación	64
6.3.2	Coordenadas de los Barrenos.....	64
6.3.3	Secuenciación	65
6.3.4	Análisis de Vibraciones	68
6.3.5	X-Tunnel Report	68
6.3.6	Fragmentación	75
6.3.7	Zona de calculo	77
7	Aplicación de la herramienta.....	81
7.1	Caso 1 – Diseño de un túnel en la Mina Kittila (Finlandia).....	81
7.2	Caso 2 – Mina Poderosa (Perú).....	88
8	Conclusiones.....	90
8.1	Consideraciones futuras	90
9	Bibliografía.....	92
Documento nº 2: Estudio Económico		
1	Presupuesto.....	95
1.1	Costo directo	95
Documento nº 3: Anexos		
1	Anexo A – Clasificación de los explosivos.....	97

Lista de imágenes

Figura 3-1 - Comparación de costes - TBM/Perforación y voladura	6
Figura 3-2 - Túnel carretero en caja (FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)	8
Figura 3-3 - Túnel carretero circular (FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)	8
Figura 3-4 - Túnel carretero ovalado ("Horse shoe") (FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)	8
Figura 3-5 - Túnel carretero ovalado ("Horse shoe") (FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)	8
Figura 3-6 - Túnel carretero en "D"	8
Figura 3-7 - Sección de un túnel.....	9
Figura 3-8 - Clasificación de Cueles.....	11
Figura 3-9 - Cuele en Cuña	12
Figura 3-10 - Cuele en Abanico	13
Figura 3-11 - Cuele en cráter (pozos).....	14
Figura 3-12 - Cueles quemados de barrenos iguales y distintos.....	14
Figura 3-13 - Cuele en doble espiral.....	15
Figura 3-14 - Cuele Coromant	16
Figura 3-15 - Cuele Fagersta.....	16
Figura 3-16 - Cuele Täby.....	17
Figura 3-17 - Cuele y Contracuele	18
Figura 3-18 - Error de emboquille	19
Figura 3-19 - Desviación angular.....	19
Figura 3-20 - Primera sección del cuele	20
Figura 3-21 - Relación de la Piedra con el diámetro del barreno vacío	21
Figura 3-22 - Desviación de los barrenos en la primera sección de cuele	22
Figura 3-23 - Desviación de los barrenos en la segunda y demás secciones del cuele.....	24
Figura 3-24 - Composición de un barreno.....	26
Figura 3-25 - Posicionamiento del cuele	27
Figura 3-26 - Esquema de las zapateras.....	28
Figura 3-27 - Relación de la dirección de salida de los barrenos de la destroza.....	32
Figura 3-28 - Sistemas de avance para grandes secciones	33
Figura 3-29 - Sección plena	34

Figura 3-30 – Doble sección	35
Figura 3-31 - Avance por galería piloto	35
Figura 3-32 -Sistemas de avance en roca blanda	36
Figura 4-1 - Efecto del diámetro crítico	39
Figura 5-1 - Zona de fracturación en un barreno	47
Figura 5-2 - Formación de fracturas por tracción	48
Figura 5-3 - Expansión de un barreno	48
Figura 5-4 - tamaño medio vs consumo específico.....	55
Figura 5-5 - Corrección del Factor A.....	56
Figura 5-6 - Curvas granulométricas de las secciones del Cuele, Destroza, Recorte y Zapateras	56
Figura 6-1 - X-Tunnel v.Beta.....	58
Figura 6-2 - Información de proyecto (X-Tunnel).....	59
Figura 6-3 - Cálculo de mallas (X-Tunnel).....	60
Figura 6-4 - Imagen indicativa de la sección del tunel	61
Figura 6-5 - Imagen de fondo del esquema de perforación.....	62
Figura 6-6 - <i>Out-Put</i> de mallas de perforación.....	64
Figura 6-7 - Exportación de coordenadas	65
Figura 6-8 - Secuenciación	66
Figura 6-9 - Secuenciación: Cuele, Destroza, Zapateras, Recorte.....	67
Figura 6-10 - Secuenciación radial	67
Figura 6-11 - Análisis de vibraciones.....	68
Figura 6-12 - Pagina 1 del informe	72
Figura 6-13 - Pagina 2 del informe	73
Figura 6-14 - Pagina 3 del informe	74
Figura 6-15 – Curvas de fragmentación de todas las secciones del túnel	75
Figura 6-16 - Fragmentación Promedia	76
Figura 6-17 – Cálculo de la configuraciones geométricas del cuele	77
Figura 6-18 - Cálculo de los consumos en el cuele.....	78
Figura 6-19 - Cálculo de las zapateras.....	78
Figura 6-20 - Cálculo de recorte.....	79
Figura 6-21 - Cálculo de la destroza	79
Figura 6-22 - Cálculo de los barrenos localizados entre los barrenos de la destroza superior y el cuele	80
Figura 7-1 – Malla de perforación – X-Tunnel.....	84

Figura 7-2 - Malla de perforación - Mina Kittila	84
Figura 7-3 - Caso 1 - Foto análisis (Split Desktop)	85
Figura 7-4 - Fragmentación del Split y Kuz-Ram (X-Tunnel).....	86
Figura 7-5 - Sobreposición de la fragmentación del Split y herramienta X-Tunnel	86
Figura 7-6 - Malla de perforación de la Mina Poderosa vs malla de perforación del X-Tunnel..	89

Lista de tablas

Tabla 3-1 - Tuneladoras	5
Tabla 3-2 - Perforación y Voladura	5
Tabla 3-3- Resumen para el cálculo del diseño de los barrenos de las zapateras	29
Tabla 3-4 - Resumen para el cálculo del diseño de los barrenos de contorno	31
Tabla 3-5 - Resumen para el cálculo del diseño de los barrenos de la destroza	32
Tabla 5-1 - RMD.....	50
Tabla 5-2 - JPS	50
Tabla 6-1 - Norma USBM - RI-8507	63
Tabla 7-1 - Caso 1 – Mina Kittila	82
Tabla 7-2 - Distribución del explosivo en los barrenos (Mina Kittila)	83
Tabla 7-3 - Análisis de fragmentación	85
Tabla 7-4 - Caso 2 (In-Puts y Out-Puts).....	88

Resumen

El presente proyecto tiene como objeto el desarrollo de una herramienta de diseño de mallas de voladuras en túneles, que incluya la predicción de secuenciación de tiempos, vibraciones y fragmentación. Se ha utilizado las formulaciones propuestas por el Método Sueco de apertura de túneles y con el objetivo de desarrollar una herramienta en EXCEL, editable, adaptable y de manejo sencillo.

Los resultados presentados, corroboran la aplicabilidad de la herramienta para túneles de secciones superiores a 10 m^2 y presentan una buena relación en términos de secuenciación de tiempos y fragmentación.

Se concluye que es una herramienta con gran aplicabilidad que supone el punto de inicio para desarrollar un conjunto de utensilios relacionados con voladuras de túneles.

Abstract

The objective of this project is to develop a tool for the design of blasting pattern in tunnels, which includes the prediction of time sequentiation, vibration and fragmentation analysis. Formulas proposed by the Swedish Method for tunnel opening have been used in this project with the aim of developing a tool in EXCEL which is editable, adaptable and user-friendly.

The presented result confirms the applicability of the tool for tunnels with sections greater than 10 m^2 and gives a good relation in terms of time sequencing and fragmentation.

It can therefore be concluded that the tool is of great applicability and can be used as a starting point to develop a set of tools related to tunnel blasting.

DESARROLLO DE UNA HERRAMIENTA PARA DISEÑO DE VOLADURAS EN TÚNELES

Documento nº 1: Memoria

1 Objetivo y alcance

El Objetivo de este proyecto es el desarrollo de una herramienta para el diseño de voladura en túneles con las siguientes particularidades:

- Diseño de mallas de perforación
- Datos de carga y secuenciación de la voladura
- Previsión de fragmentación
- Previsión de vibraciones

Esta herramienta es válida para túneles con secciones en forma de “D” (D-Shaped Tunnels) y secciones superiores a 10 m².

2 Introducción

Desde el inicio de la existencia Humana, hubo la necesidad de empezar a utilizar los productos de la naturaleza para sobrevivir. Rápidamente el hombre, se aperció que los recursos minerales brindados por el planeta, tienen una utilidad de gran valor. Desde la utilización para hacer fuego o quitar piel de animales hasta la aplicación en utópicas construcciones o supercircuitos de vehículos espaciales, que los métodos de extracción de estos, tiene sido desenvueltos y optimizados para aprovechar el máximo de ellos.

Inicialmente el hombre usó los recursos que están a su alcance pero, con la demanda mundial, el desarrollo tecnológico, experimental y matemático, el hombre pudo explorar los recursos presentes en el subsuelo.

La construcción de un acceso a un punto en el interior de la corteza es un proceso complejo, demorado y peligroso que emplea un elevado grado de ingeniería para hacerlo viable en termino económicos y de seguridad. Esos accesos pueden ser verticales (pozos), sub-horizontales (túneles/galerías) y es sobre en estos últimos en los que se con en el presente documento.

El objetivo principal en la construcción de un túnel es conseguirlo de la manera más económica posible, nunca olvidando la seguridad y factores ambientales. La construcción de túneles envuelve la utilización de maquinaria de gran inversión (en la mayoría de veces) y como el proceso está dentro de un macizo rocozo que no es estático, pero si dinámico, donde un exceso de vibraciones puede generar problemas de estabilidad en el túnel con el consiguiente incremento de costos.

Así, para optimizar la extracción de roca de la abertura de un túnel, mejorando la fragmentación, disminuyendo los efectos ambientales y el consumo de explosivo, el diseño y estudio de mallas de perforación empezó a tomar una importancia relevante. Actualmente existe la necesidad de desarrollar softwares y herramientas de apoyo para cumplir con las exigencias que implican este tipo de obras. Este documento es el punto inicial para desarrollar una de esas herramientas, que podrá ser útil para el diseño de voladuras en túneles.

3 Apertura de túneles

La apertura de túneles tiene una influencia muy grande tanto en obras mineras, como en obras públicas. Sus aplicaciones son muy diversas. Facilitan las obras subterráneas y, en minería, optimizan el acceso a los cuerpos minerales. De hecho, la apertura de túneles, tiene una importancia económica considerable ya que envuelve una inversión de capital considerable. Sus aplicaciones suelen pasar por:

- Túneles hidroviarios;
- Túneles ferroviarios;
- Túneles carreteros
- Sistemas metropolitanos
- Sistemas de alcantarillado
- Conductos para centrales hidroeléctricas
- Acceso a cámaras subterráneas de almacenamiento (residuos atómicos, testes nucleares, etc.)
- Acceso a minas

Con la evolución de los estudios en voladura de rocas, las técnicas empleadas dejan de ser totalmente empíricas y empezaran a incluir principios técnicos que tornan estas obras más seguras e eficaces.

Existen hoy tres procedimientos de abertura de túneles: tuneladora (TBM – Tunnel Boring Machine), desmonte mecánico (rozadoras) y Perforación y Voladura. La selección entre estos dos tipos de trabajo es todavía motivo de discusión y estudio, ya que el uso de TBM's está creciendo pero el método convencional de perforación y voladura es el más versátil y suele ser empleado en terreno variable, túneles de pequeña longitud y en túneles con distintas secciones. Para túneles de mayor longitud son las tuneladoras las que presentan algunas ventajas pues permiten un avance mayor que perforación y voladura.

Las tablas 3-1, 3-2 y figura 3-1, muestra la comparación de estos dos procedimientos y sus principales ventajas y desventajas.

Tabla 3-1 - Tuneladoras

Tuneladoras		
	Ventajas	Desventajas
Sección del túnel	Circular y su excavación es igual a la predicha	Limitada a secciones circulares de diámetro constante
Aplicación	Terreno blando y excavaciones bajo nivel freático	Difícil ajuste para distintos tipos de terreno; curvas con radio superior a 300m
Personal y seguridad	Seguridad suficiente ya exige poco personal en el frente de la excavación	Personal especializado y fase de aprendizaje larga
Sostenimiento	Zona escavada suportada inmediatamente	-
Equipamiento	Línea de fabricación de gran calidad	Equipamiento no versátil
Avanzo	Avances dependientes del tipo de roca	
Costo	-	Alto coste de instalación

Tabla 3-2 - Perforación y Voladura

Perforación y Voladura		
	Ventajas	Desventajas
Sección del túnel	Variedad de secciones	-
Aplicación	Se adapta fácilmente a variaciones geológicas	Dificultad de aplicación bajo el nivel freático
Personal y seguridad	-	Manejo de explosivos y efecto de vibraciones
Sostenimiento	-	Frecuente uso de revestimiento
Equipamiento	El equipamiento puede ser utilizado para otros fines	-
Avance		Avances entre 5 m/d a 7 m/d
Costo	Bajo costo de instalación	

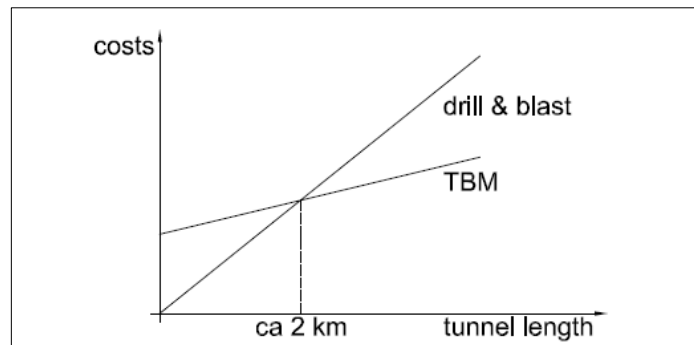


Figura 3-1 - Comparación de costes - TBM/Perforación y voladura
(FUENTE: Dimitros Kolymbas, 2005)

Así, para elegir el sistema de excavación hay un determinado conjunto de factores técnico-económicos que se tiene de considerar a los cuales se añade:

- Resistencia del terreno – Si la roca a excavar posee una resistencia alta, es aconsejable su excavación mediante perforación y voladura.
- Abrasividad de la roca - una roca muy abrasiva inviabiliza económicamente el uso de rozadora o tuneladoras
- Longitud y/o sección del túnel

Este documento, tocará con mayor enfoque el método de desmonte de roca, para abertura de túneles, con recurso a explosivos.

3.1 Ciclo de voladura y evolución del equipamiento de perforación

La distinción entre voladuras subterráneas y superficiales es la ausencia de cara libre en las primeras. El primero objetivo de las voladuras en túneles es generar un frente libre perpendicular a cara de ataque para permitir el desprendimiento y desplazamiento de la roca ya fragmentada, situación que será explicada en la sección de cueles (3.4.2). Otro punto a considerar es que el contorno tiene de tener una especial atención en este tipo de excavaciones, tanto para términos de estabilidad del túnel (minimizando el gasto de dinero en sostenimiento) como para el acondicionamiento de su dirección y sección.

Cuando se trata de un proceso de extracción de roca mediante explosivo, se intenta siempre optimizar el ciclo de operaciones con los recursos que están disponibles, de

forma a que el avance sea máximo. Toda esta optimización pasa por el control de los tiempos de todas las operaciones unitarias del ciclo de excavación que incluyen

- Tiempo de perforación de barrenos (número de barrenos y su profundidad)
- Tiempo de carga de barrenos (escoja del tipo de cargador)
- Tiempo de reforzamiento de la roca (sostenimiento)
- Tiempo de carga del escombros

De hecho el ciclo de excavación es prácticamente igual para cualquier tipo voladura subterránea y contempla las siguientes etapas:

- Ubicación de los barrenos
- Perforación
- Carga de los barrenos
- Conexión de los detonadores
- Evacuación de personal
- Señalización
- Disparo
- Ventilación
- Verificación de posible fallos de los explosivos
- Saneamiento
- Carga y transporte del escombros
- Refuerzo de la roca (sostenimiento)
- Levantamiento topográfico
- Preparación para nueva voladura

Con el objetivo de reducir el número de barrenos en una sección de un túnel, se empezó a recurrir a equipos mecanizados. A partir de este momento la precisión de la

perforación aumentó considerablemente desde la el uso de herramientas que perforaban barrenos paralelos hasta equipamiento automático capaz de hacer perforación con un determinado ángulo, conforme un plan o malla de perforación establecidos.

3.2 Sección de un túnel

La selección de una sección de un túnel depende de factores logísticos, de seguridad en su apertura y aplicación. Para satisfacer estas condicionantes podemos encontrar distintas secciones como se observan en las figuras 3-2, 3-3, 3.4, 3.5 y 3-6.

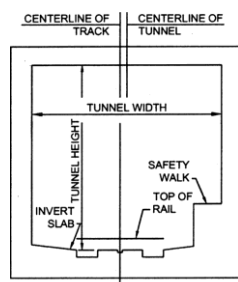


Figura 3-2 - Túnel carretero en caja
(FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)

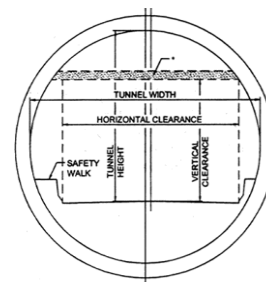


Figura 3-3 - Túnel carretero circular
(FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)

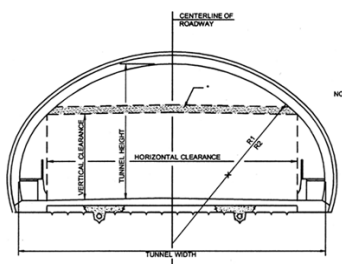


Figura 3-4 - Túnel carretero ovalado ("Horse shoe")
(FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)

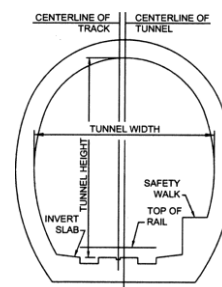


Figura 3-5 - Túnel carretero ovalado ("Horse shoe")
(FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)

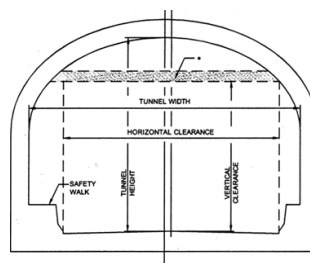


Figura 3-6 - Túnel carretero en "D"
(FUENTE: Highway and Rail Transit Tunnel Maintenance and Rehabilitation Manual)

3.3 Esquema de voladura

El plan de voladura presenta un determinado conjunto de elementos para conseguir una correcta perforación, carga y secuenciación de los mismos barrenos, con el equipamiento disponible, para volar un determinado volumen de roca pre-establecido en tiempo y forma establecido.

Después de determinar el explosivo a usar, el tipo de equipamiento a emplear y las características de la roca, se pueden usar diversos métodos para el cálculo de la posición de los barrenos que van a ocupar en la sección de ese mismo túnel. En este documento se describe el método Sueco, y como a partir de este se determina el diseño de una malla para un túnel. Tal y como muestra la figura 3-7 las diferentes secciones en que divide la cara de túnel.

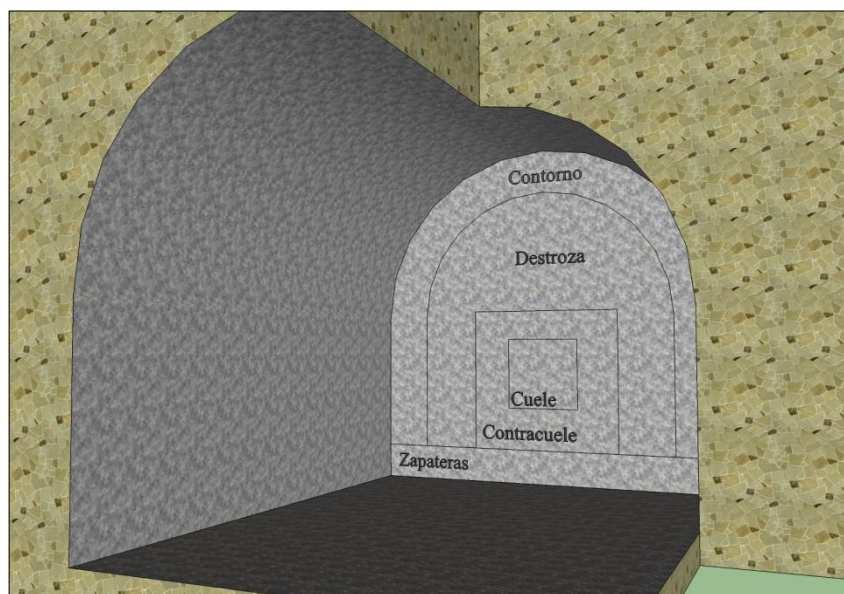


Figura 3-7 - Sección de un túnel

3.4 Método Sueco de diseño voladuras en túnel

El método Sueco, propuesto por Langefors y Kilström (1963), es el método más aceptado y usado. La constante c , considerada por el método, representa la concentración de carga de explosivo para romper 1 m^3 de roca. Sus fórmulas relacionan el consumo específico y otros parámetros de voladura describiendo como ellos deben variar entre sí para un determinado diseño de túnel. El diámetro, inclinación y longitud

de perforación, diámetro y número de barrenos vacíos y la potencia del explosivo son los parámetros controlables en este método.

La cara del túnel se divide en las secciones presentadas en el último apartado y los principales parámetro del diseño de un túnel son la piedra (burden - B), espaciado (spacing – S) y la carga de explosivo que se cambiaran en función del tipo de roca, conforme a la teoría sueca de voladura. Este método se desarrolló en rocas duras (granito) de Escandinavia (Noruega, Suecia y Dinamarca). Así que es aconsejable hacer algunas voladuras de prueba siempre que los trabajos son en rocas distintas del granito de referencia, por forma a optimizar el diseño del mallado.

3.4.1 Determinación de la constante de roca

Como ha sido referido, el valor c , es un número empírico que representa la cantidad de explosivo para romper 1 m^3 de roca. Después de pruebas en Suecia, se verifico que su valor era de $0,4 \text{ kg/m}^3$. Persson et al. (1994) refirió que en la práctica todas las rocas, desde arenitas hasta granitos toman el valor de c referido. Para su cálculo hay que hacer voladuras de prueba y tener varias variables en cuenta:

- Perforación vertical
- Diámetro: $\approx 32 \text{ mm}$
- Altura de banco: $0,5 \text{ m}$ a 1 m
- Piedra (B): igual a la altura de banco
- Profundidad de los barrenos: $1,3 \times B$

Así, el valor de c se obtiene,

$$c = \text{cantidad de explosivo minima usada por metro cúbico de roca}$$

De hecho cuando se abre un túnel, es complicado hacer este tipo de voladuras de prueba. En estudios recientes – The Computerized Design Program for Tunnel Blasting (Chung-In Lee et al., 2005), en dos túneles de Korea, ha sido propuesto un cambio en la obtención de este valor. Este estudio (de 23 voladuras test) analizo la relación entre los valore de c y el valor de RMR. Este valor ha sido modificado en la fórmula de Langefors, siempre considerando un avance superior a 85% y una concentración de carga ideal.

$$c = 5,73 \times 10^{-3} \times RMR + 0,057$$

3.4.2 Tipos de cuele

Como se entiende las voladuras subterráneas son más complejas que las superficiales, no solo por todos los factores inherentes a ellas (seguridad, gravedad, equipamiento) pero también por la ausencia de una cara libre para que el explosivo pueda fragmentar la roca que será finalmente desplazada por los gases de voladura. De esta forma, los barrenos en el cuele pretenden generar una cara libre.

En esta sección del túnel, los consumos específicos son muy altos (para compensar el grado de fijación más elevado – por el efecto de la gravedad y confinamiento). Las piedras y el espaciamiento, son muy cortos, así que es necesario conjugar dos factores:

- Necesidad de explosivos suficientemente insensibles para evitar la detonación por “simpatía”.
- Explosivos con velocidades de detonación alta, para que no se insensibilizaren por el efecto canal.

Existen varios tipo de cuele, cada uno para una determinada situación. Cada tipo de cuele debe ser realizado mediante el tipo de equipamiento que hay disponible, la porcentaje de avance y el acho del túnel. Se presentan en la figura 3-8 los tipos de cuele más comunes.

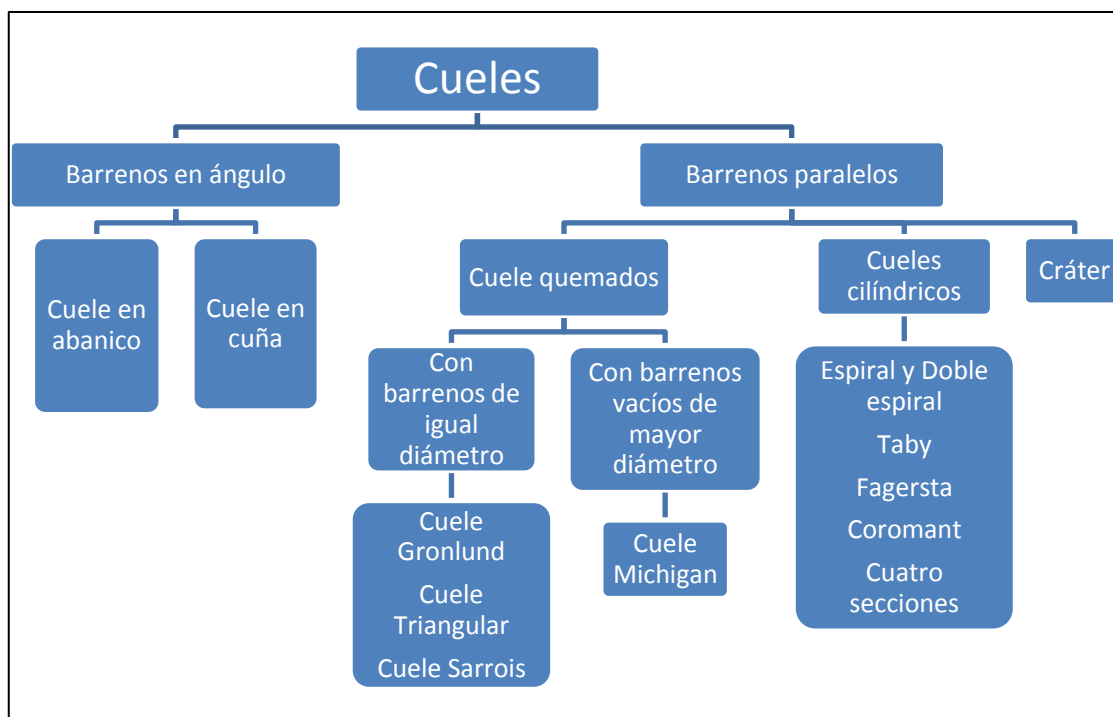


Figura 3-8 - Clasificación de Cueles

3.4.2.1 Cuelos de barrenos en ángulo

Los cuelos con barrenos en ángulo son cada vez menos utilizados, pues son muy laborosos: la perforación es muy delicada ya que es importante perforar cada barreno con un determinado ángulo de modo que la piedra en fondo sea la predicha. La longitud de los barrenos está limitada por la anchura de las galería pues en túneles pequeños los equipos estarán restringidos.

Las ventajas de estos cuelos es que que permiten:

- Un menor uso de explosivo
- Posibilidad de orientación de la inclinación según discontinuidades
- Cuele en cuña

Este tipo de cuelen, observado en la figura 3-9, permite avances de 45% a 50% de la anchura del túnel pero muchas veces este es afectado por la desviación de los barrenos ($\approx 5\%$). En relación a la cuña, esta debe tener un ángulo mayor de 60° para evitar el confinamiento de cargas.

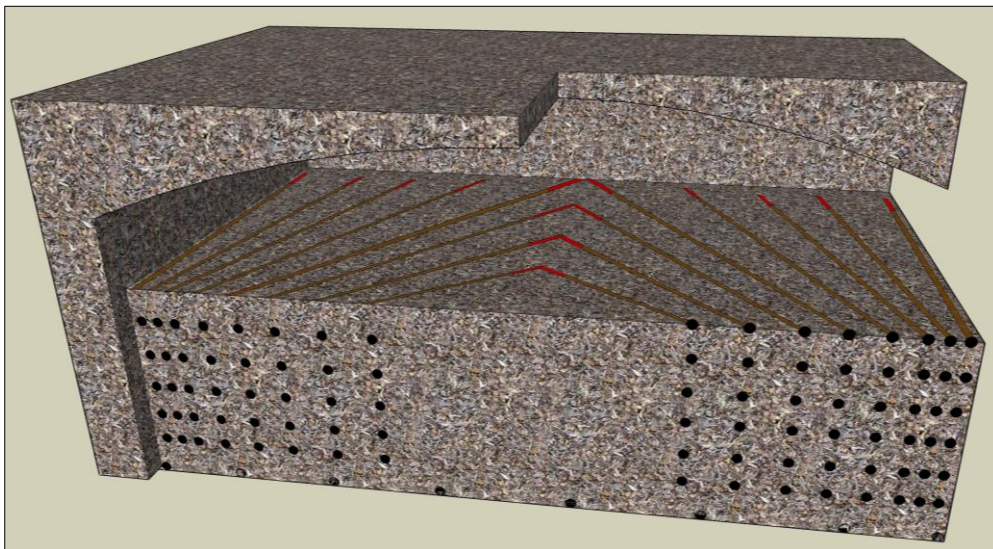


Figura 3-9 - Cuele en Cuña

- Cuele Instantáneo

Este tipo de cuele es una variación del cuele en cuña y consiste en perforar un conjunto de barrenos más cerrados que los demás, e iniciar las cargas al mismo tiempo. Usando este método los avances son de hasta un 80% de la anchura del túnel. El inconveniente

del uso del cuele instantáneo es la dispersión y proyección de escombros a una distancia considerable.

- Cuele en abanico

Durante mucho tiempo este tipo de cuele (figura 3-10) ha sido usado, pero actualmente ha caído en desuso. Su principal inconveniente es la perforación compleja ya que la capacidad de perforación de barrenos cerca de los hastiales es limitada para diversos equipos. Su perforación puede ser horizontal, descendente o ascendente.

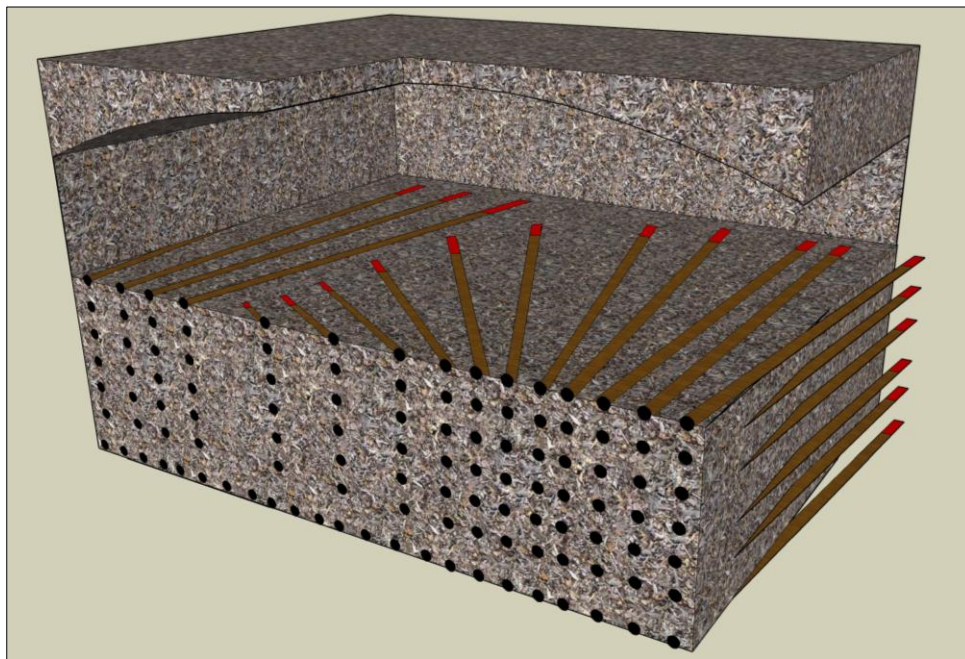


Figura 3-10 - Cuele en Abanico

- Cuele en cráter

El cuele en cráter no solo es usado en abertura de galerías sino también en chimeneas y pozos (figura 3-11). Este cuele aprovecha el cráter que las cargas de fondo provocan en la superficie de la siguiente cara del túnel para generar un nuevo cráter. El avance resultante es escaso.



Figura 3-11 - Cúle en cráter (pozos)

3.4.2.2 Cúle de barrenos paralelos

- Cúles quemados (con diámetros iguales y con barrenos vacío de mayor diámetro)

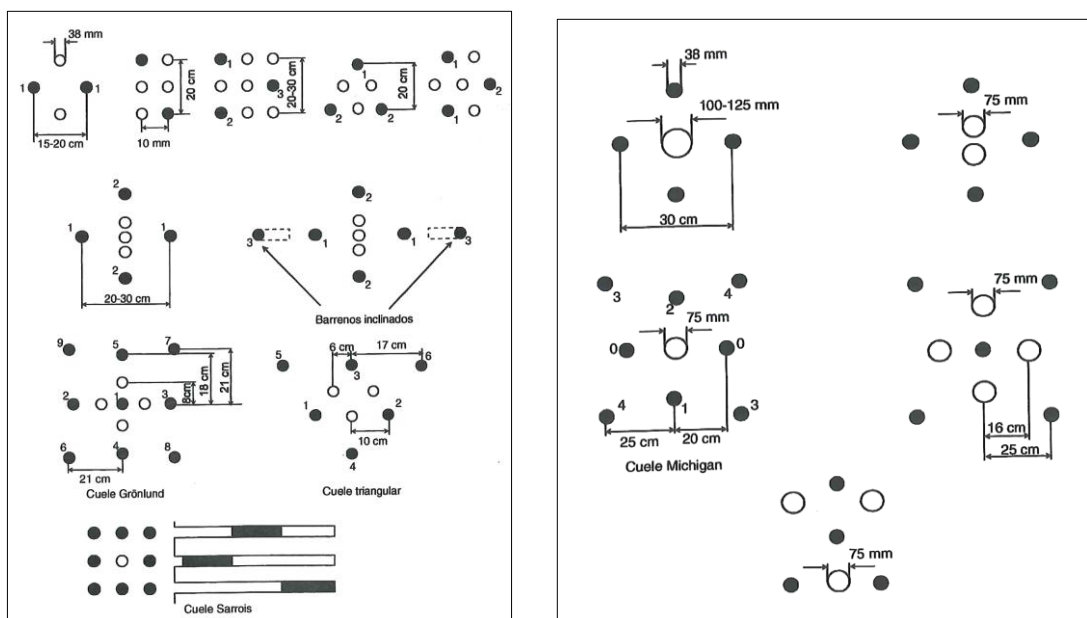


Figura 3-12 - Cúles quemados de barrenos iguales y distintos
(FUENTE: Sanchidrián y Muñiz, 2000)

Los cueles quemados fueron los primeros en utilizarse y el inconveniente presentado en relación a los cueles cilíndricos es que los de este tipo poseen una gran concentración de carga lo que, como es de esperar, habrá una fragmentación excesiva. Los avances no sobrepasan los 2,5 m, aunque en términos de equipamiento se trata de un método muy accesible. La proyección de escombros suele alcanzar los 5 m a 6 m y los avances suele ser de 80% a 95%, aunque, por ejemplo el cuele Sarrois permite avances de 95% a 100%.

- Cueles cilíndricos

Como ha sido referido una de las preocupaciones en los barrenos del cuele son las proximidades de unos y otros y la consecuente detonación por simpatía o insensibilización de los mismo. Hay que añadir que la técnica empleada en estos cueles consiste en detonar barreno a barreno e ir construyendo el hueco (cara libre) sucesivamente. Los tipos de cueles cilíndricos más comunes pueden ser analizados en las figuras 3-13, 3-14, 3-15 y 3-16 donde se refieren algunas de sus particularidades.

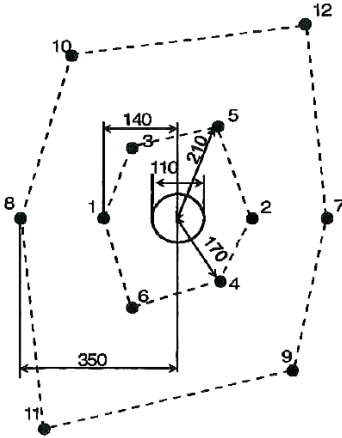
	<p>Barreno vacío: 75 mm a 200 mm</p>
<p>Aplicación</p>	<p>Con este tipo de cuele se consiguen avances de 100% (de la longitud de los barreno) para barrenos de menos de 4 m y de 85% para 6 m, o sea, es el cuele con mejor avance.</p>

Figura 3-13 - Cuele en doble espiral
(FUENTE: Sanchidrián y Muñiz, 2000)

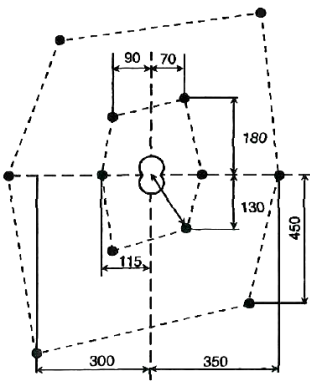
	<p>Barreno vacío: dos barrenos secantes (en forma de “8”) de igual diámetro – 55 mm</p> <p>Necesidad de precisión: recurso a plantillas de chapa</p>
Aplicación	Buenos resultados en arenisca

Figura 3-14 - Cuele Coromant
(FUENTE: Sanchidrián y Muñiz, 2000)

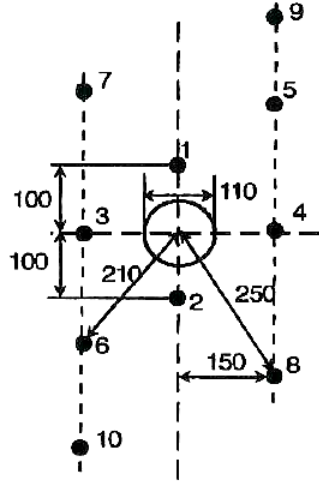
	<p>Barreno vacío: 64 mm a 76 mm</p> <p>Combina: cuele de cuatro secciones con doble espiral</p>
Aplicación	Aplicado en pequeña galerías

Figura 3-15 - Cuele Fagersta
(FUENTE: Sanchidrián y Muñiz, 2000)

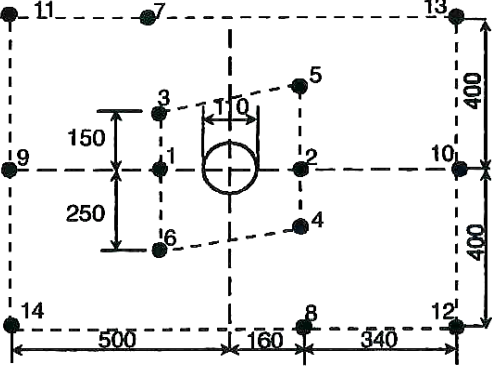
	<p>Barreno vacío: 110mm</p> <p>Es un cuele de tipo Doble espiral</p>
<p>Aplicación</p>	<p>Se obtiene menos avance que un cuele en doble espiral. Facilidad en su aplicación debido a la perforación de barrenos en líneas verticales.</p>

Figura 3-16 - Cuele Taby
(FUENTE: Sanchidrián y Muñiz, 2000)

El tipo de cuele cilíndrico más empleado en los días de hoy es el cuele de cuatro secciones y su cálculo y dependencias serán demostradas en el capítulo 3.4.3.

3.4.3 Cuele de cuatro secciones

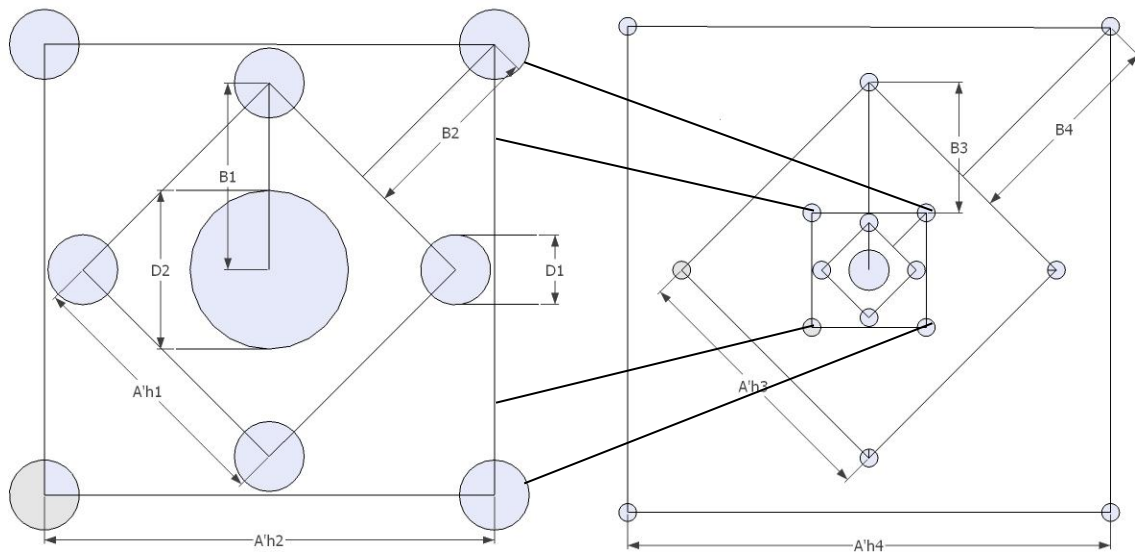


Figura 3-17 - Cuele y Contracuele

El cuele de cuatro secciones (figura 3-17), que es un tipo de cueles cilíndricos incluido en el método Sueco, empezó por ser un método empírico de diseño de voladura subterráneas y es empleado para túneles de sección superior a 10m^2 . Este tipo de cuele es de barrenos paralelos y fue establecido, en Suecia, por Langefors y Kihlström (1963) finalizado por Holmberg (1982) y renovado por Persson et al. (2001).

3.4.3.1 Avance y errores de perforación

El avance de un túnel, como es posible comprender, depende mucho del tipo de cuele usado y este, por su vez del tamaño de barreno vacío. Así, siempre que los errores de perforación son inferiores que el 2% de la longitud del barreno (L), esta puede ser calculada por:

$$L = 0,15 + 34,1 \times D_2 - 39,4 \times D_2^2 \quad (3.1)$$

donde:

L = profundidad de los barrenos (m)

D_2 = diámetro del barreno vacío (m)

Por otro lado, el avance (en metros) es calculado multiplicado el porcentaje de avance por L .

Los errores de perforación están representados en las imágenes 3-18 y 3-19:

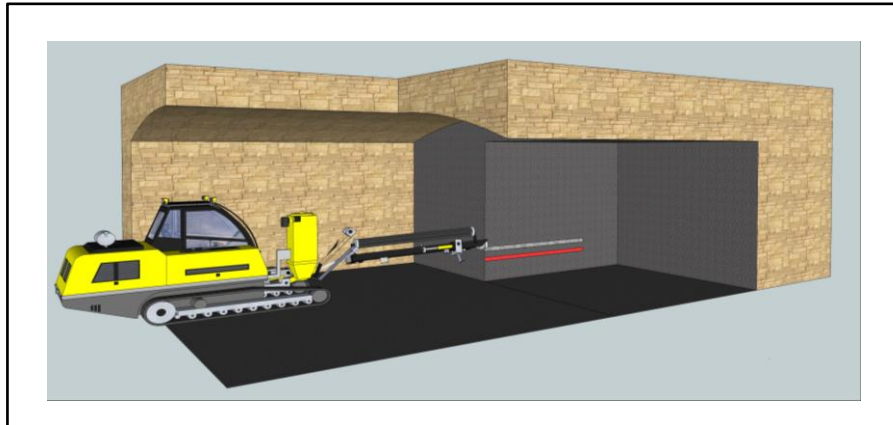


Figura 3-18 - Error de emboquille

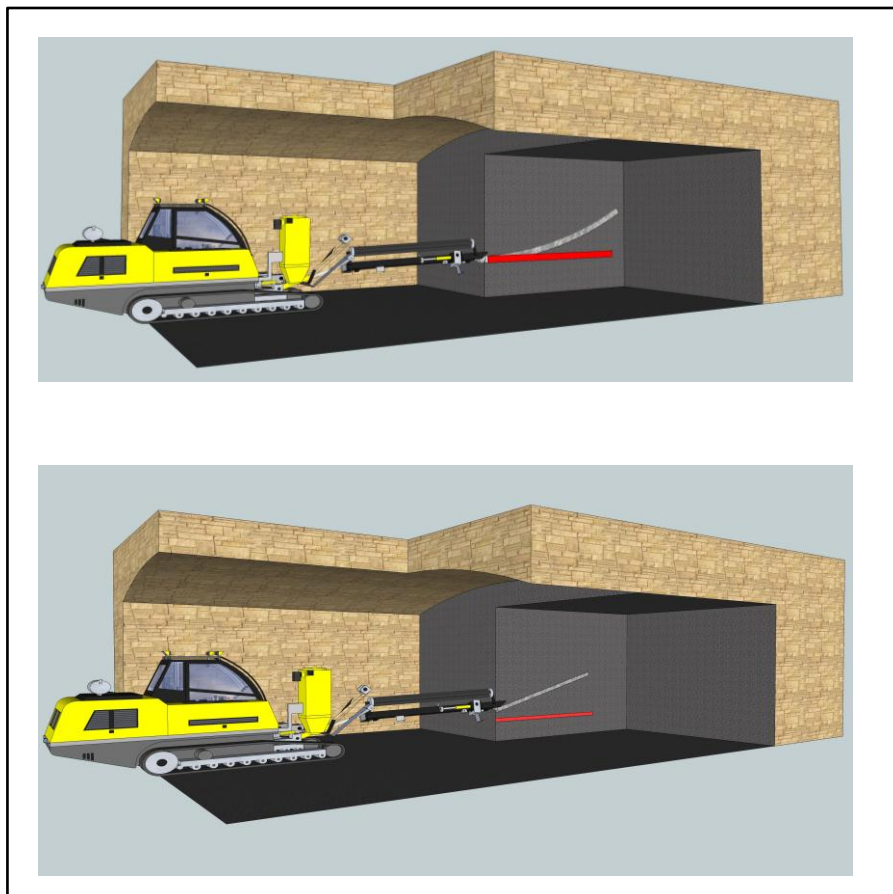


Figura 3-19 - Desviación angular

Para una estimación de los errores de perforación (E_p) se recorre a la ecuación 3.2:

$$E_p = \alpha \times L + e' \quad (3.2)$$

donde:

α = Desviación angular (m/m)

e' = Error de emboquille (m)

Adelante miraremos donde ellos afectan los cálculos de este cuele.

3.4.3.2 Primera sección del cuele

La piedra (burden – B) de la primera sección necesita de tener una atención específica. Esta piedra (B, en la figura 3-20) es la distancia entre el centro del barreno vacío y el centro de cada barreno de la primera sección.

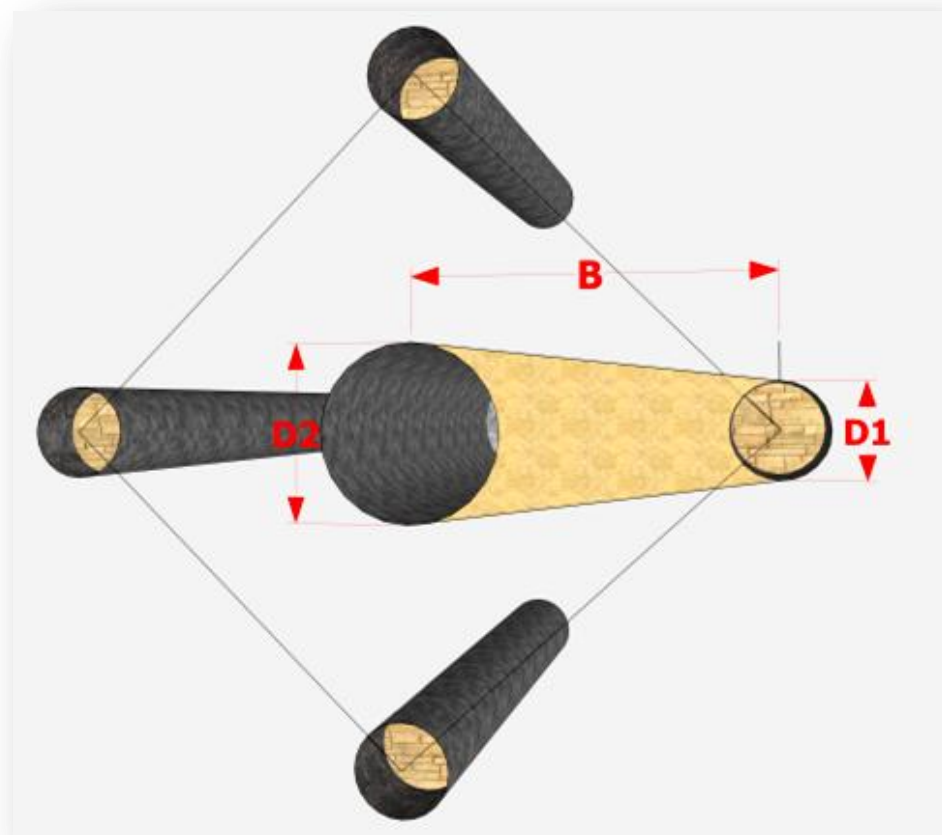


Figura 3-20 - Primera sección del cuele

Esta distancia va a determinar el ángulo de apertura (ángulo de ruptura) que va a determinar el funcionamiento del cuele (figura 3-21). Esta piedra es determinada en función del diámetro vacío (D_2) y hay unos factores que se deben considerar:

- Si la piedra es muy pequeña (menor que D_2) la roca se sinteriza.
- Si la piedra es muy grande y, consecuentemente, el ángulo de ruptura muy pequeño, lo que pasará es la deformación plástica de la roca.

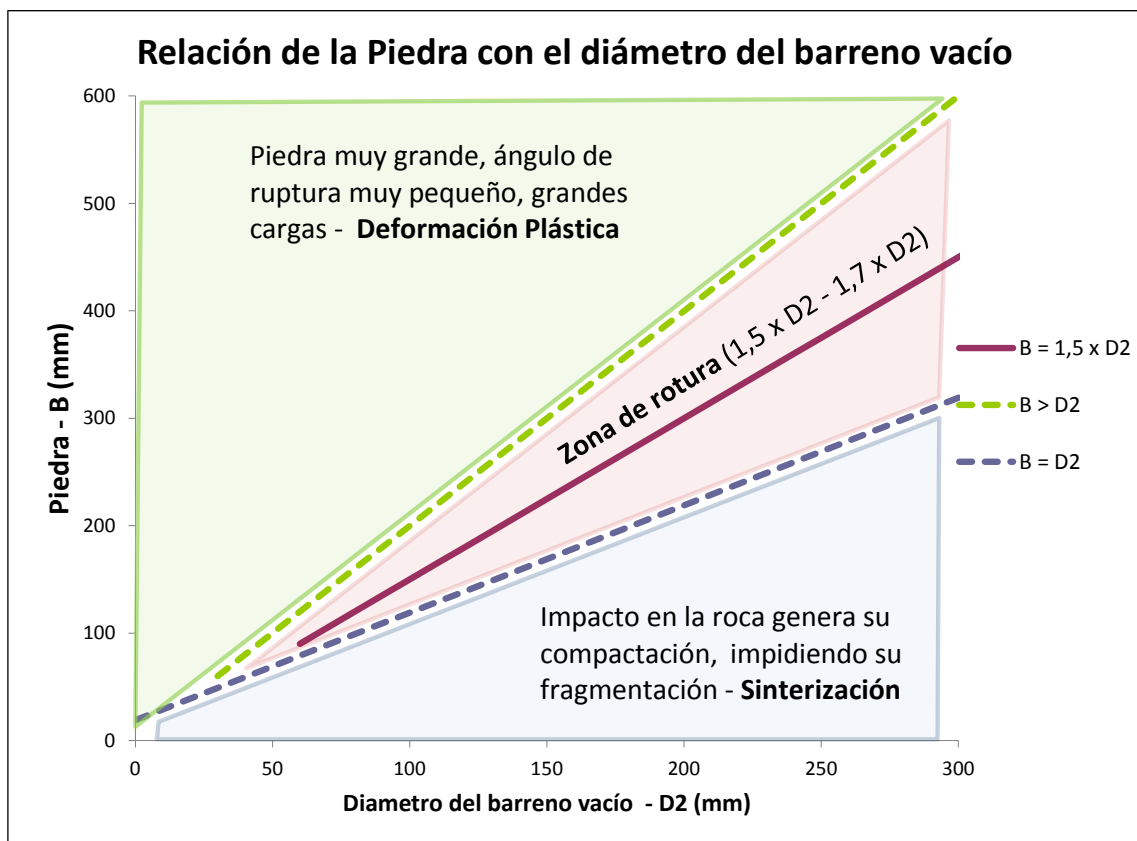


Figura 3-21 - Relación de la Piedra con el diámetro del barreno vacío
(Basado en: López Jimeno et. al 2004)

De esta forma, la piedra estaría entre 1,5 y 1,7 veces el diámetro del barreno vacío. Cuando los errores de perforación son pequeños (menores que 1% de la longitud de los barrenos). La piedra se calcula por:

$$B_{t1} = 1,5 \times D_2 \quad (3.3)$$

donde:

B_{t1} = Piedra teórica de la primera sección (m)

Por otro lado si hay errores de perforación mayores que 1%,

$$B_1 = 1,7 \times D_2 - E_p \quad (3.4)$$

donde:

B_1 = piedra práctica de la primera sección (m)

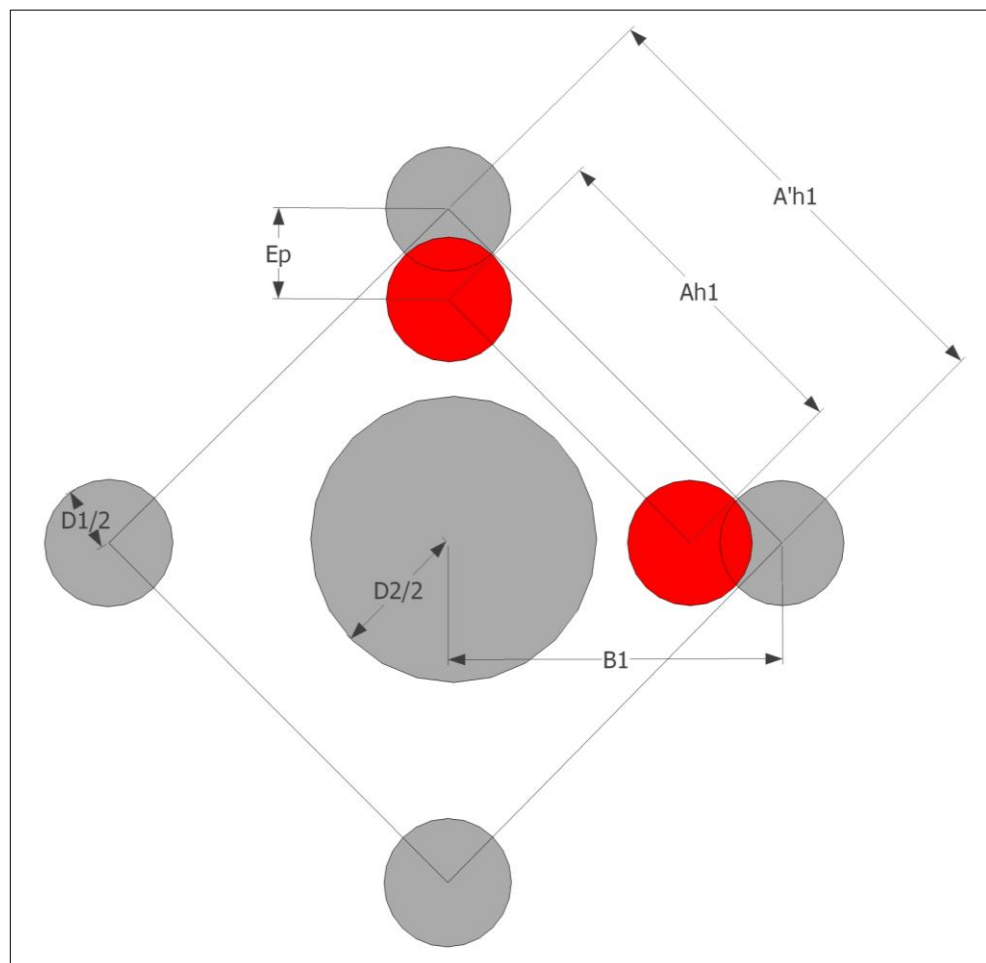


Figura 3-22 - Desviación de los barrenos en la primera sección de cuele

En la figura 3-22 se observa la influencia de la desviación de los barrenos en la primera sección. Por la ecuación 3.5, se calcula el espaciado entre barrenos en esta sección, considerando los errores de perforación.

Así la longitud A'_{h1} es determinada según:

$$A'_{h1} = (B_1) \times \sqrt{2} \quad (3.5)$$

donde:

A'_{h1} = Espaciado de la primera sección (m)

Considerando el caso en que la posición de los barrenos de la primera sección del cuele toman una apertura menor que A_{h1} (caso más desfavorable pues implica el menor ángulo de arranque) el espaciado, teniendo en cuenta la desviación de los barrenos, se calculan por:

$$A_{h1} = (B_1 - E_p) \times \sqrt{2} \quad (3.6)$$

Para controlar los parámetros anteriormente expuestos acerca de la insensibilización de los barrenos muy cerca unos de los otros, hay la necesidad de determinar la concentración lineal de explosivo a utilizar.

$$q_l = 55 \times D_1 \times \left(\frac{B_{t1}}{D_2}\right)^2 \times \left(\frac{c}{0,4}\right) \times \left(\frac{1}{S_{ANFO}}\right) \quad (3.7)$$

donde:

D_1 = Diámetro del barreno vacío (m)

q_l = Concentración lineal de carga (kg/m)

c = Constante de la roca

PRP_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo respecto al ANFO

En la práctica la producción de explosivos está limitada a un rango de concentraciones lineales determinados. Esta limitación permite, sabiendo de antemano una determinada concentración, determinar la piedra optima a partir de la ecuación (3.7).

3.4.3.3 Segunda y demás secciones de cuele

Los barrenos de las demás secciones del cuele (figura 3-23) se disparan contra la cara libre generada por la primera sección del cuele. Asumiendo que se conoce la concentración lineal para esta sección, la piedra es:

$$B_{tx} = 8,8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_{h(x-1)} \times q_l \times S_{ANFO}}{D_1 \times c}} \quad (3.8)$$

donde:

B_{tx} = Piedra teórica de la sección x (m)

$A_{h(x-1)}$ = Espaciado desfavorable de los barrenos de la sección anterior (m)

Así, la piedra práctica será dada por:

$$B_x = B_{tx} - E_p \quad (3.9)$$

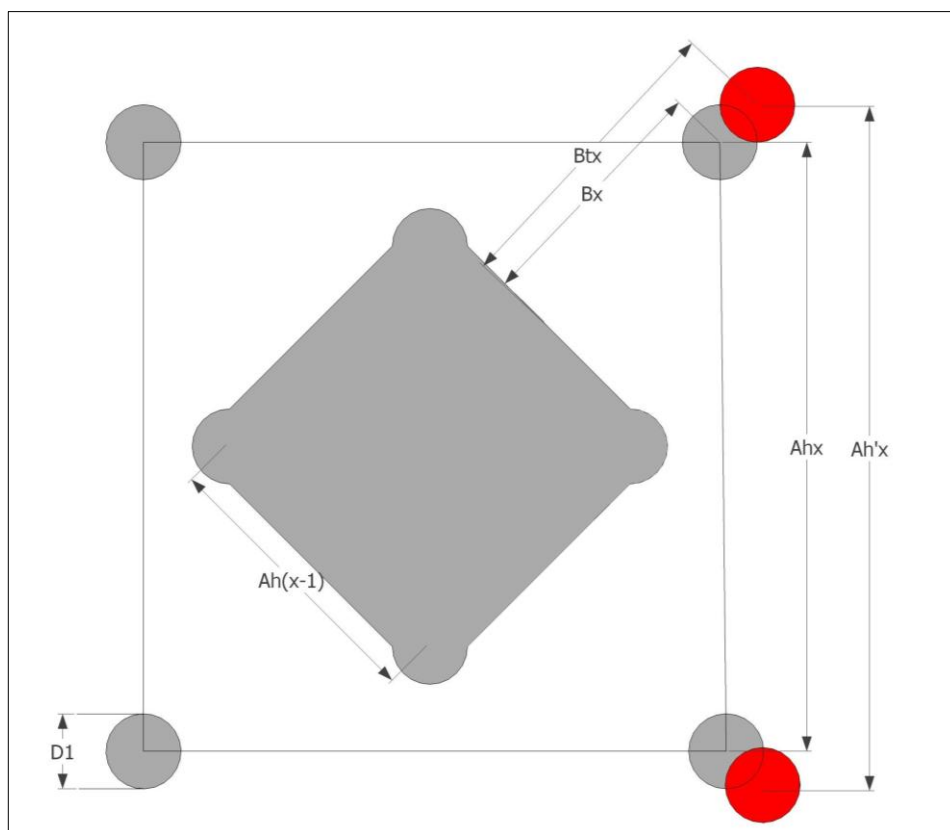


Figura 3-23 - Desviación de los barrenos en la segunda y demás secciones del cuele

Un punto que debe tenerse en atención es el control de la piedra (en las secciones 2, 3 y 4) que no debería ser mayor que $2 \times A_{h(x-1)}$. Esta restricción impide que se produzca una deformación plástica de la roca, al revés de una fragmentación.

De hecho, si esta restricción no se cumple, hay que disminuir la potencia y/o la densidad lineal del explosivo recalculando una nueva carga q_{lx} :

$$q_{lx} = \frac{540 \times D_1 \times c \times A_{h(x-1)}}{S_{ANFO}} \quad (3.10)$$

donde:

q_{lx} = Concentración lineal corregida de la sección x (kg/m)

Para el cálculo del espaciado de las demás secciones del cuele se recorre a:

$$A_{hx} = 2 \times \left(B_x + \frac{A'_{h(x-1)}}{2} \right) \times \sqrt{2} \quad (3.11)$$

Este tipo de cuele, como su nombre específica, suele tener cuatro secciones. Sin embargo, una regla bastante empírica, determina que el número de secciones debe ser limitado por:

$$A_{h(x-1)} \leq \sqrt{L} \quad (3.12)$$

o sea, si la longitud de la última sección calculada exceder la raíz cuadrada del avance, no hay que calcular las demás.

El retacado (representado en la figura 3-24) de un barreno del cuele (y de las otras áreas de voladura) debe tener longitud igual a $10 \times D_1$.

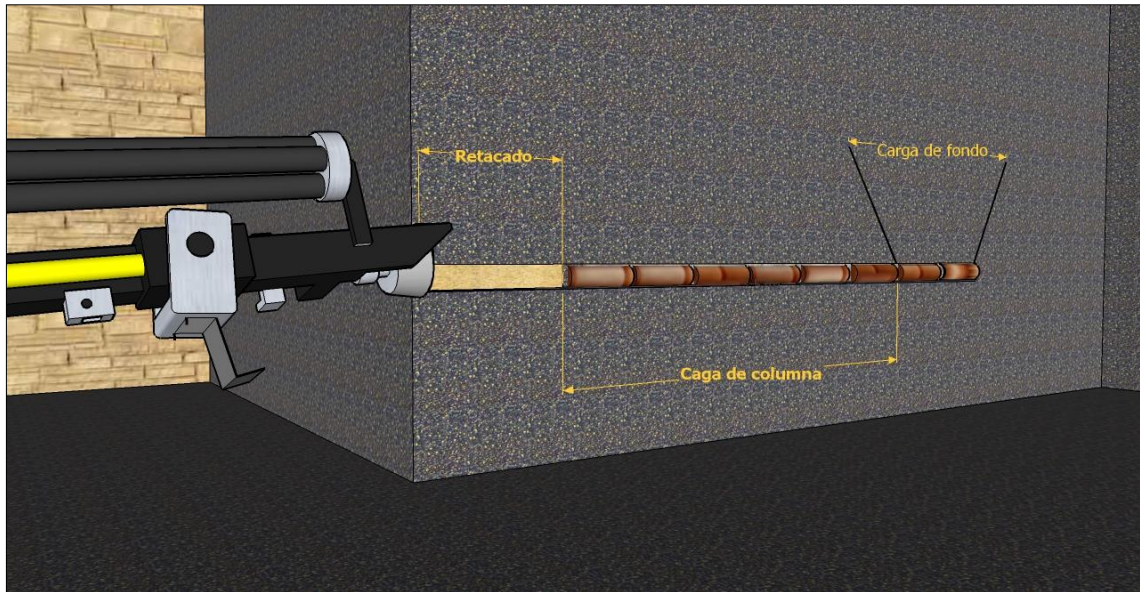


Figura 3-24 - Composición de un barreno

3.4.3.4 Posicionamiento de cuele

El cuele puede ser colocado en cualquier zona de la sección del túnel (figura 3-25). Sin embargo, esa posición va a determinar factores como:

- Cantidad y alcance máximo del escombros
- Numero de barrenos perforados
- Y, consecuentemente, el coste por unidad voladura

Una regla importante siempre que se habla en abertura de túneles es nunca hacer una perforación en un fondo de un barreno de la voladura anterior. Esta regla surge en el sentido de evitar algún tipo de explotación de posibles restos de explosivos atrapados en el fondo de los barrenos. Para evitar esto es práctica corriente alternar la posición del cuele de voladura en voladura. El cuele representa la zona del túnel con más concentración lineal, pero que el avance es más pronunciado que en las otras zonas del túnel. Así, alternando su posición, el túnel avanzará uniformemente.

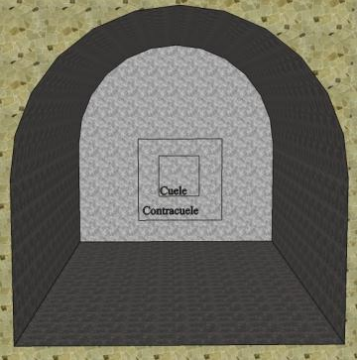
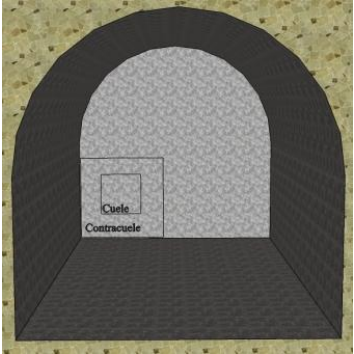
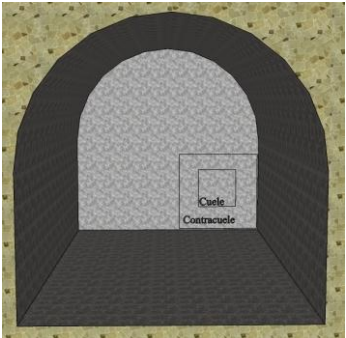
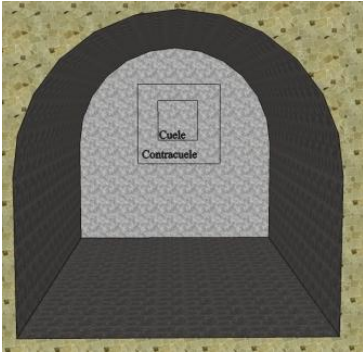
 <p>Diagrama de un túnel con un cuele (cuadrado) centrado y una pila (rectángulo) hacia adelante. El cuele está etiquetado como 'Cuele' y la pila como 'Contracuele'.</p>	<p>Movimiento controlado de la pila hacia delante</p>
 <p>Diagrama de un túnel con el cuele desplazado a la izquierda. El cuele está etiquetado como 'Cuele' y la pila como 'Contracuele'.</p>  <p>Diagrama de un túnel con el cuele centrado y la pila hacia adelante. El cuele está etiquetado como 'Cuele' y la pila como 'Contracuele'.</p>	<p>Controlo del avance del túnel</p>
 <p>Diagrama de un túnel con el cuele centrado y la pila hacia adelante. El cuele está etiquetado como 'Cuele' y la pila como 'Contracuele'.</p>	<p>Mayor lanzamiento del material</p>

Figura 3-25 - Posicionamiento del cuele

3.4.4 Zapateras

Para el cálculo de las zapateras se admite que se trabaja de forma similar a un banco a cielo abierto pero, en este caso, la altura del banco es la profundidad de los barrenos y el **factor de fijación (f)** toma el valor de 1,45. El elevado factor de fijación se debe a los barrenos ejercieren un trabajo en roca confinada y contra la gravedad.

En los barrenos de contorno de un túnel se emplea un determinado ángulo de realce (γ) – figura 3-26. Este ángulo es dependiente del equipo de perforación disponible y de la profundidad del barreno y su objetivo es evitar que se cierre el túnel. Para un avance de 3 m el ángulo de 3° (5 cm/m) suele ser suficiente para permitir la perforación de la próxima sección del túnel.

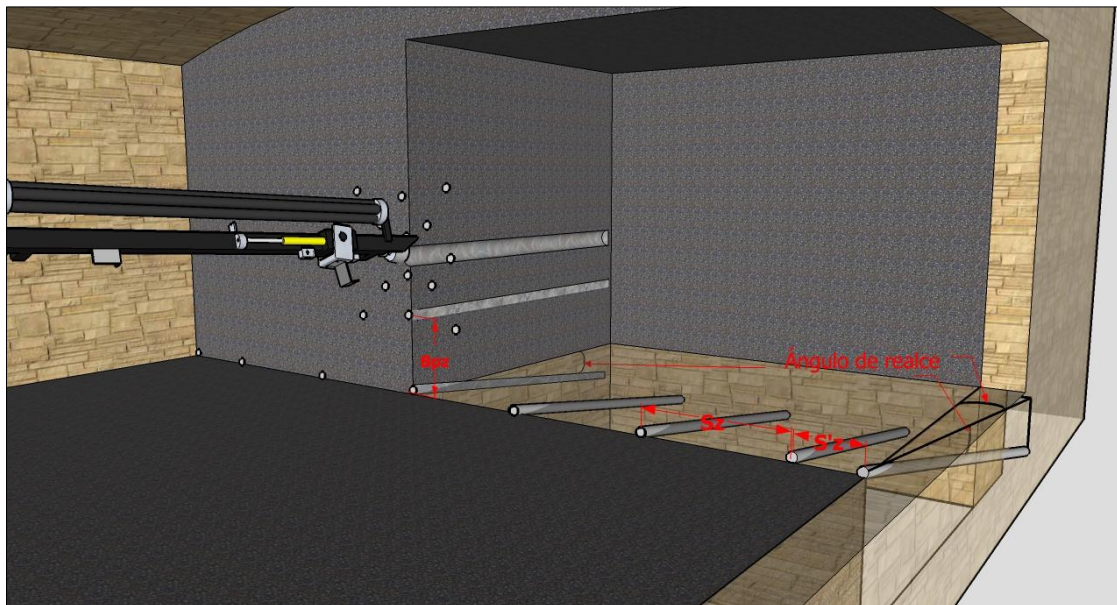


Figura 3-26 - Esquema de las zapateras

La piedra de las zapateras (B_{pz}) se determina por

$$B_{tz} = 0,9 \sqrt{\frac{q_l \times S_{ANFO}}{f \times S/B \times c}} \quad (3.13)$$

donde:

B_{tz} = Piedra teórica de los barrenos de las zapateras (m)

q_l = Carga lineal del explosivo usado en las zapateras (kg/m^3)

f = Factor de fijación

S/B = Relación Espaciado/Piedra (1 para zapateras)

Para las zapateras y pela necesidad de romper barreno hacia arriba se suele utilizar un explosivo más potente.

De esta forma la piedra practica será:

$$Bpz = Btz - L \sin(\gamma) - E_p \quad (3.14)$$

Para determinar el número de barrenos (NB) se emplea,

$$NB = \text{numero entero mayor de } \left[\frac{\text{anchura del túnel} + 2L \sin(\gamma)}{B_{tz}} + 2 \right] \quad (3.15)$$

Debido a la dificultad de romper la roca en esquinas, se calculan dos espaciados

$$S_z = \frac{\text{anchura del túnel} + 2L \sin(\gamma)}{NB - 1} \quad (3.16)$$

S_z = Espaciado para los barrenos centrales de las zapateras (m)

$$S'_z = S_z - L \sin(\gamma) \quad (3.17)$$

S'_z = Espaciado para los barrenos de la esquina.

La tabla 3-3 resume las fórmulas para el diseño de los barrenos de las zapateras.

Tabla 3-3- Resumen para el cálculo del diseño de los barreno de las zapateras

Cálculo de los barrenos de las zapateras	
Btz (m)	$0,9 \sqrt{\frac{q_{lf} \times PRP_{ANFO}}{f \times S/B \times c}}$
Bpz (m)	$Btz - L \sin(\gamma) - E_p$
NB	$\left[\frac{\text{anchura del túnel} + 2L \sin(\gamma)}{B_{tz}} + 2 \right]$
S_z	$\frac{\text{anchura del túnel} + 2L \sin(\gamma)}{NB - 1}$
S'_z	$S_z - L \sin(\gamma)$
Longitud carga de fondo h_f (m)	$1,25 \times Btz$

Longitud carga de columna h_c (m)	$L - h_f - 10 \times D_1$
Carga de Columna Q_c (Kg) - (se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo)	$h_c \times q_l$
Carga de fondo Q_f (Kg)	$h_c \times q_l$
Retacado (m)	$10 \times D_1$

3.4.5 Contorno

El perfil de una sección de un túnel, debe permanecer lo más estable posible durante mucho tiempo, ya que puede consistir en un túnel de un ferrocarril, una galería de mina etc. Para eso se utilizan un conjunto de prácticas (detonación controlada) que tienen como objetivo reducir la sobre-fragmentación en el macizo rocoso del túnel. Si la roca es suficientemente competente y el recorte no es requerido, la piedra y el espaciado de los barrenos de contorno se determinan como los barrenos de destroza que trabajan hacia abajo. En contraposición, si hay la necesidad de controlar esta sobre-fragmentación la experiencia indica que el espaciado debe ser igual a,

$$S_c = k \times D_1 \quad (3.18)$$

S_c = Espaciado de los barrenos de contorno (m)

k = Factor de espaciado (15/16 para recorte)

Cuando hablamos de recorte, la relación S/B toma el valor de 0,8 y es importante que toda la longitud del barreno este cargada para evitar que alguna parte se quede por volar. La concentración lineal mínima, para barrenos de diámetros inferior a 150mm se determina por

$$q_{lm} = 90 \times D_1^2 \quad (3.19)$$

donde:

q_{lm} = Concentración lineal de carga mínima (kg/m³)

Después de si saber esta concentración, si evalúa el rango de explosivos disponibles y si emplea el indicado.

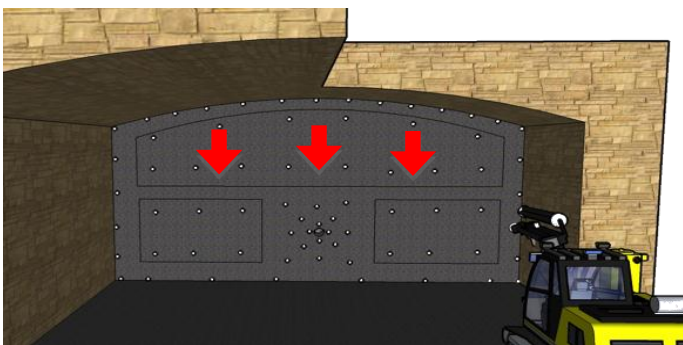
La tabla 3-4 resume las fórmulas para el diseño de los barrenos de contorno.

Tabla 3-4 - Resumen para el cálculo del diseño de los barrenos de contorno

Cálculo de los barrenos de contorno (hastiales y techo)	
S_c (m)	$k \times D_1$
B_c (m)	$\frac{S_c}{0,8}$
$q_{lm}(\text{kg/m}^3)$	$90 \times D_1^2$
Carga del barreno (kg)	$(h_c + h_f) \times q_l$
Retacado (m)	$10 \times D_1$

3.4.6 Destroza

Para el cálculo del diseño de los barrenos de destroza, si usa el esquema usado para la zapateras pero hay que tener en cuenta una serie de factores. Los tiros de destroza van tener dos direcciones de apertura. Y, como es obvio, ese movimiento será afectado de maneras distintas por la gravedad. De esta forma los barrenos que trabajan horizontalmente están más confinados y requieren de una menor piedra para que los que trabajan verticalmente en sentido descendente (a favor de la gravedad). Para se entender mejor esta situación se puede verificar la figura 3-27.

Dirección de salida	f	S/B
	1,20	1,25

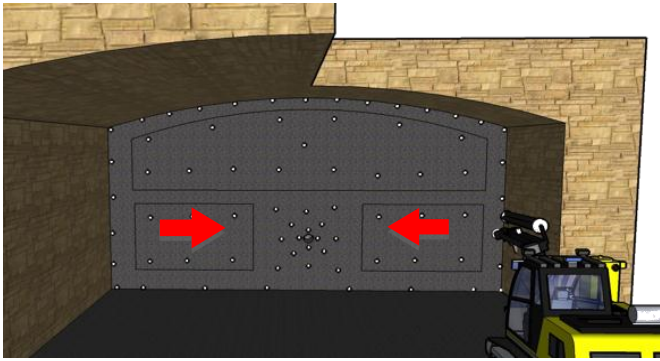
	1,45	1,25
---	------	------

Figura 3-27 - Relación de la dirección de salida de los barrenos de la destroza

Entendiendo esta situación se calcula la piedra práctica de los barrenos de destroza:

$$Bpd = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_l \times S_{ANFO}}{f \times S/B \times c}} - E_p \quad (3.20)$$

Donde el valor de f toma los valores presentes en la figura 3-27

Sabiendo la piedra, fácilmente se obtiene el espaciado $Sd = 1,25 \times Bpd$ (igualmente para los barrenos que se movimiento horizontalmente o verticalmente)

El método de cálculo de la carga/barreno es lo mismo que usado para las zapateras.

La tabla 3-5 resume las fórmulas para el diseño de los barrenos de la destroza.

Tabla 3-5 - Resumen para el cálculo del diseño de los barrenos de la destroza

Cálculo de los barrenos de la destroza	
Bpd (m)	$0,9 \times \sqrt{\frac{q_l \times PRP_{ANFO}}{f \times S/B \times c}} - E_p$
Sd	$1,25 \times Bpd$
Longitud carga de fondo h_f (m)	$1,25 \times Btz$
Longitud carga de columna h_c (m)	$L - h_f - 10 \times D_1$
Carga de Columna Q_c (kg)	$h_c \times q_l$
Carga de fondo Q_f (kg)	$h_f \times q_l$
Retacado (m)	$10 \times D_1$

3.5 Sistemas de avance

Son diversos los condicionantes de avance de un túnel. Es necesario conjugar el tipo de equipo que se tiene, el tiempo disponible para la obra, el tipo de roca, sostenimiento y ventilación para conseguir que la ejecución de un determinado túnel sea óptima y segura.

Cuando se habla de túneles ejecutados en rocas competentes y con secciones inferiores a 100 m² las voladuras se realizan en toda la sección pero, si la sección es mayor (el equipamiento no puede alcanzar toda su área) o si las condiciones geotécnicas no lo permiten, se hace excavaciones por fases – figura 3-28.

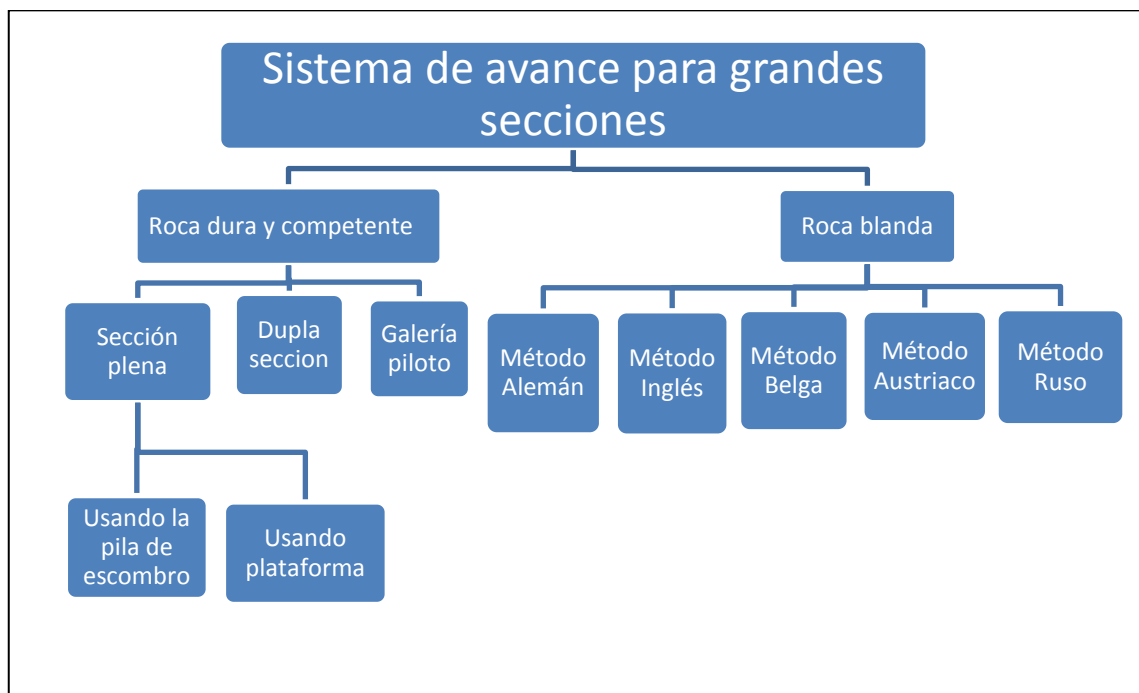


Figura 3-28 - Sistemas de avance para grandes secciones

3.5.1 Roca dura y competente

3.5.1.1 Sección plena

El esquema de sección plena (figura 3-29), siempre que posible, es el método escogido para realizar un avance de una sola vez. Este tipo de esquema es el procedimiento que permite un avance de las frentes de túnel a una mayor velocidad. No es aconsejado para secciones mucho mayores que 100m² ni para la abertura de túneles en zonas de gran tensión tectónica donde el riesgo de explosión de la roca (*rock bursting*) es evidente. Si

la altura de los trabajos excede el límite de los equipos, es necesario usar la pila de escombros de la voladura anterior o una plataforma. Actualmente, hay jumbos que evitan este tipo de procedimientos y son capaces de cubrir toda la sección, inclusive superior a 100m^2 .

En este tipo de avance es posible el uso de equipamientos mayores (carga y perforación) que resulta en, como había sido dicho, grandes ritmos de avance y productividad. En contrapunto, es un método que envuelve más inversión de capital (para comprar equipamiento) y dificultad en aplicar determinados tipos de soporte.

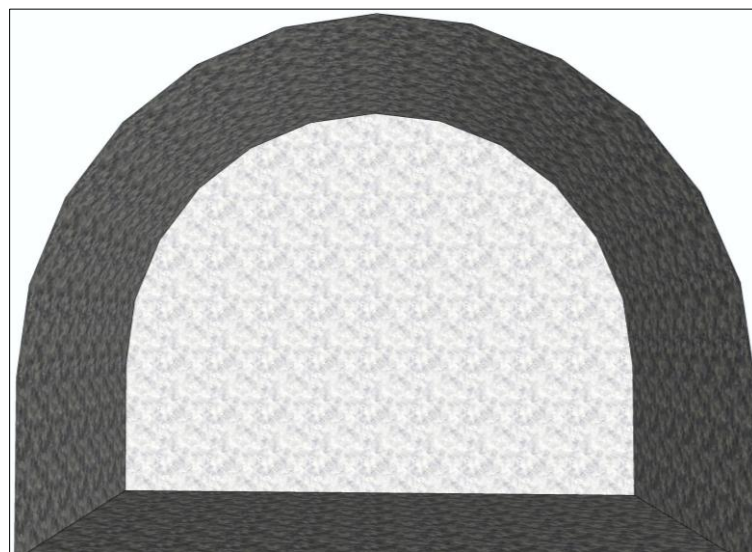


Figura 3-29 - Sección plena

3.5.1.2 Doble sección

El método de doble sección, como el nombre indica, consiste en dividir la sección del túnel en dos y volarlas separadamente. Es posible volar la sección inferior primero, o como al revés. La voladura de la sección superior es similar a la una voladura en plena sección y si aplica sostenimiento siempre que sea necesario. Este método es considerablemente económico y muy empleado en túneles donde no hay jumbos o gran maquinaria disponible.

En el caso de disparar primero la sección superior, la voladura de la sección inferior tiene una cara libre (figura 3-30) y se realiza como una voladura en banco.

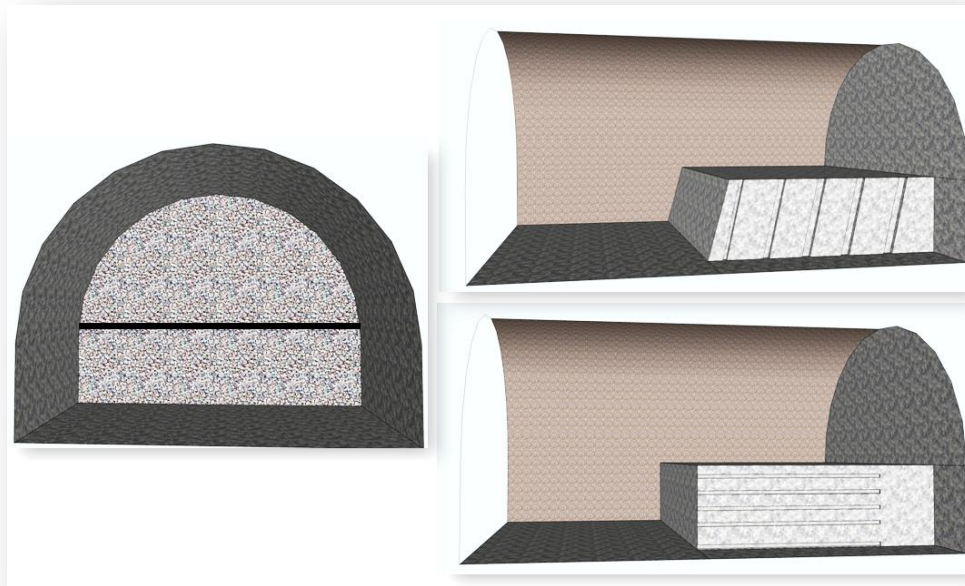


Figura 3-30 – Doble sección

3.5.1.3 Galería piloto

La apertura de una galería piloto (figura 3-31) en una sección de un túnel se puede localizar en el centro, abajo o arriba de esa. Se abre una galería de tamaño de área igual a 0,35 a 0,4 veces la sección del túnel y es un método muy empleado para túneles de área superior a 50 m². Cuando la abertura de la galería es en el centro, se emplea una perforación radial que tiene de ser cuidadosamente controlada, ya que puede originar un perfil irregular del túnel. Como es sencillo de comprender, esta galería funcionará como cuele.

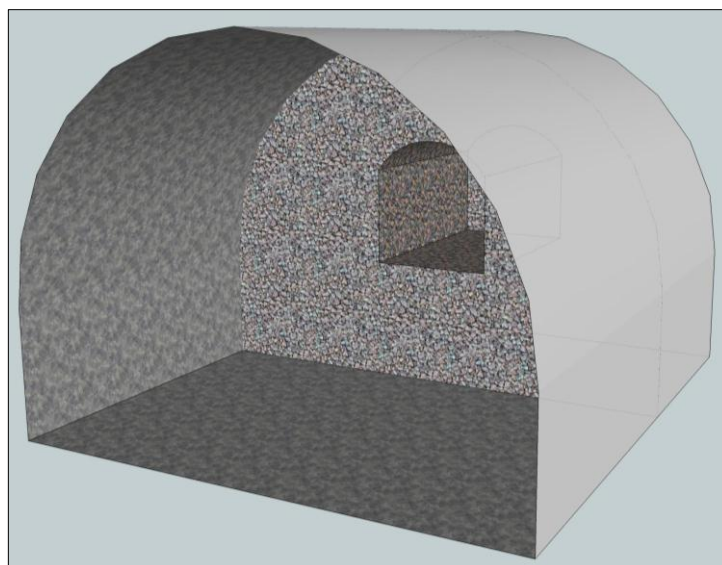


Figura 3-31 - Avance por galería piloto

3.5.2 Roca blanda

Conducir túneles en roca blanda es una tarea compleja y peligrosa. Es necesario controlar el movimiento de la roca si esta no es “auto-soportable”. Muchas veces no se recurre a explosivos para volar este tipo de rocas. El arranque se hace “por partes”, de forma que se pueda aplicar periódicamente el sostenimiento. Países como Alemania, Bélgica, Austria y Rusia, emplean distintos métodos, los cuales se muestran en la figura 3-32. Los números, representan la secuencia de desmonte del túnel.

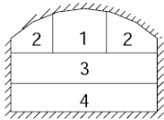
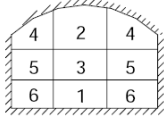
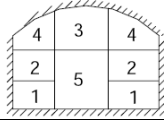
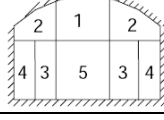
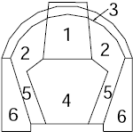
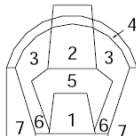
Roca blanda	
Método Inglés	
Método Austriaco	
Método Alemán	
Método Belga	
Método Ruso	<div style="display: flex; justify-content: space-around; align-items: flex-start;"> <div style="text-align: center;">  </div> <div> <p>1 – Top heading 2 – Calotte 3 – Permanent roof lining 4 – Bench 5 – Side portions 6 – Skew backs</p> </div> <div style="text-align: center;">  </div> <div> <p>1 – Bottom heading 2 – Top heading 3 – Calotte 4 – Roof lining 5 – Middle part of bench 6 – Side portions 7 – Skew backs</p> </div> </div>

Figura 3-32 -Sistemas de avance en roca blanda

4 Carga de explosivos y su secuenciación

4.1 Explosivos (definición y conceptos asociados)

En el contexto del presente documento, los explosivos permiten el arranque y fragmentación de la roca del macizo rocoso. Los explosivos son un conjunto de elementos químicos que, cuando bien conjugados, posicionados y activados con una determinada secuencia, producen un nivel de energía suficiente para liberar y fragmentar un determinado macizo.

Tres términos de importante definición son la combustión, deflagración y detonación. Estas constituyen las tres formas de descomposición de una sustancia explosiva y están relacionadas en términos de confinamiento, velocidad de reacción y propagación de la onda de choque. Cuando el mecanismo predominante es la transmisión de calor (como mecanismo de activación), la reacción se da entre la sustancia que se oxida y una sustancia oxidante (oxígeno) y el fenómeno se clasifica como combustión. Cuando la propagación de esta reacción se produce a velocidades superiores a la del sonido, generando una onda de choque, acontece una deflagración. Si esa velocidad toma valores supersónicos, la onda de choque deja de propagar apenas en el medio circundante y empieza a estar presente en la sustancia explosiva. Esta situación genera el calentamiento debido al choque y, como la transición de la energía tiene velocidades más elevadas que la expansión de los productos de reacción, continua generando la onda choque, estimulando la columna de explosivo, aconteciendo así, una detonación.

De esta forma un explosivo se clasifica por ser una sustancia capaz de sufrir una deflagración o detonación generando la liberación de energía de una forma explosiva, acompañado de gases de expansión.

4.2 Sensibilidad e Iniciación

Como ha sido ya introducido, un explosivo puede tener varias formas de iniciación como

- Temperatura
- Choque
- Impacto y Fricción

4.2.1 Temperatura

La temperatura tiene influencia en prácticamente todas las reacciones químicas (cuanto mayor la temperatura, más rápida será la reacción). En los explosivos es un elemento fundamental en la detonación ya que temperaturas demasiado bajas pueden comprometer su sensibilidad. Su descomposición debido a temperatura puede ocurrir de forma lenta o abrupta y la localización de esa descomposición puede ser puntual (zona de explosivo en contacto con el factor calorífico) o homogénea (calentamiento catastrófico).

Como se entiende la descomposición de un explosivo es una reacción exotérmica y durante este proceso su temperatura tiende a aumentar (aumentando a velocidad de reacción). Si la velocidad de generación de calor (provocada por el factor iniciador) fuera inferior a la de la velocidad de la reacción exotérmica, la temperatura de la reacción disminuirá pero, al revés, si la velocidad de aplicación de calor a un explosivo fuera mayor, la reacción exotérmica se acelerará pudiendo producirse la explosión térmica. (Sanchidrián, 2000)

4.2.2 Choque (puntos calientes)

Una velocidad de detonación baja está asociada a una onda de choque de baja intensidad. A veces esta onda no es suficiente para calentar toda la frente de detonación y solo determinados puntos. Los explosivos comerciales tienen una velocidad de detonación baja para que la reacción de choque y calentamiento ocurran uniformemente en el frente de detonación. De hecho, para facilitar la descomposición explosiva se introducen determinadas heterogeneidades como burbujas de aire, poros o gas en forma de pequeñas esferas de vidrio o plástico o aditivos productores de gas. A medida que la onda de choque va avanzando en el explosivo, las esferas colapsan y el gas en su interior alcanza una temperatura suficiente para descomponer explosivamente, el explosivo a su alrededor. De esta forma una iniciación por choque depende de una detonación que genere una onda de choque (través de una reacción química) que va a iniciando consecuentemente el frente de activación de un explosivo. (Sanchidrián y Muñiz, 2000)

4.2.3 Fricción e impacto

Cuando se deslizan dos cuerpos entre sí, se genera una superficie de fricción y consecuentemente la generación de calor. Cuando se trata de explosivos, esas

superficies se pueden comportar como puntos calientes y generar una temperatura suficiente para iniciar el explosivo. Este tipo de activación es más común a los explosivos primarios ya que son más sensibles a este tipo de iniciación.

Por otro lado, si un explosivo sufre una caída, el impacto puede generar el calentamiento puntual en esa zona y su activación. (Sanchidrián, 2000)

4.3 Diámetro crítico

Las cargas explosivas, frecuentemente, son de forma cilíndrica y tiene un determinado diámetro, denominado diámetro crítico, por debajo del que la onda de detonación no se propaga. De una forma muy general, la propagación de una detonación al largo de un cartucho no es uniforme ya que hay una expansión que acontece en los bordes de la columna, disminuyendo la presión, temperatura y velocidad de la onda. Si el diámetro es demasiado pequeño esta situación que sucede en los bordes afectará más al centro de propagación de forma que el ángulo de salida de los productos aumentará (figura 4-1) y, debido a la pérdida de presión, la detonación se detendrá.

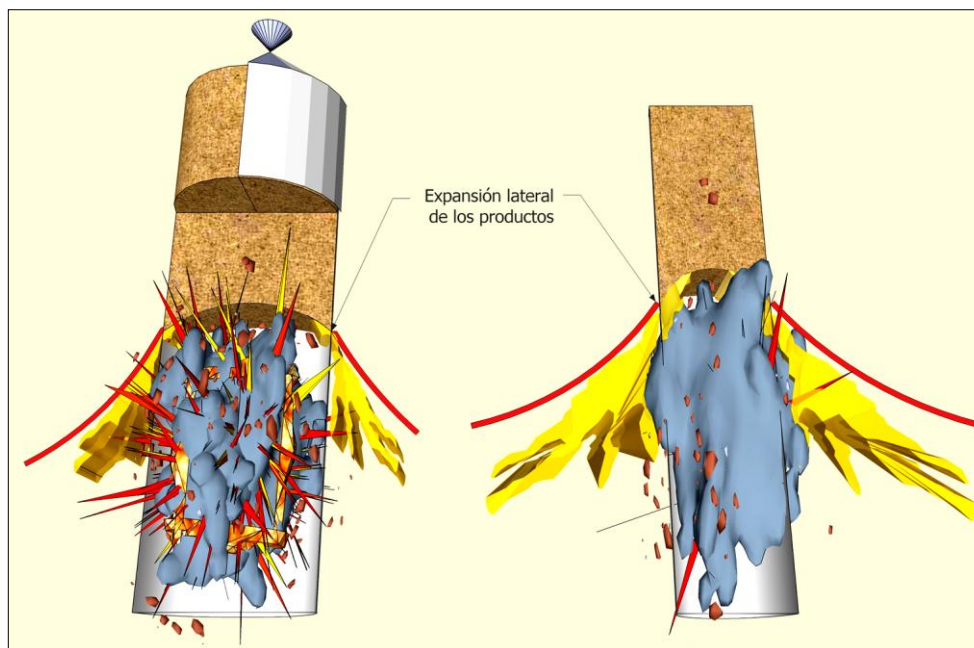


Figura 4-1 - Efecto del diámetro crítico

4.4 Insensibilización (cuele)

Este fenómeno es, quizás, unas de las mayores preocupaciones en el diseño del cuele. Si se aumenta la densidad de un explosivo por encima de un determinado valor, su sensibilidad disminuye lo que puede suceder debido a la presión ejercida por cargas

adyacentes. La detonación de una carga suficientemente cerca de otra puede generar una onda que la comprime aumentando su densidad y su insensibilización (efecto canal). De hecho el diseño del cuele es un procedimiento que debe ser cuidadosamente pensado para optimizar la voladura. (L. Jimeno et al., 1987)

4.5 Generación de gases

En la fase de selección del explosivo, a usar en una voladura de interior, la generación de gases por su detonación es un tema de gran importancia ya que las condiciones de ventilación y renovación de aire están limitadas. Después de la detonación de un explosivo, este se descompone en gas y sus principales constituyentes son dióxido de carbono, monóxido de carbono, oxígeno, óxidos de nitrógeno y gas sulfhídrico. Sin embargo, el amoníaco está también presente en los gases libertados y constituye un motivo de gran preocupación en este tipo de voladuras. Con el objetivo de valorar la toxicidad de los explosivos se evalúa el balance de oxígeno ya que (de una forma superficial) el exceso o falta de oxígeno va a determinar la composición de los gases de voladura (Valdir Costa e Silva, 2009). El punto máximo de energía de un explosivo, donde el poder de ruptura y energía de explosión alcanza sus valores óptimos, es cuando el balance de Oxígeno es igual a cero o próximo a cero.

4.6 Clasificación de los Explosivos

De un modo general, los explosivos están divididos en explosivos

- Mecánicos
- Químicos
- Nucleares

Y en este texto, se optó por abordar la clasificación de los explosivos químicos, siguiendo Sanchidrián (2000).

Así, los explosivos químicos suelen ser divididos en

- Primarios
- Secundarios

4.6.1 Explosivos primarios

Los explosivos primarios se caracterizan por su gran sensibilidad a ser iniciados por:

- Llama
- Fricción
- Impacto
- Choque
- Corriente
- Descarga eléctrica
- Radiación

Su velocidad de detonación es considerablemente baja (5000 m/s) pero en términos de elevación de temperatura (300°) pueden ser relativamente resistentes – Nitrato de Plomo y Estifnato de Plomo.

4.6.2 Explosivos secundarios

Según la clasificación presentada por Sanchidrián (2000), los explosivos secundarios engloban los restantes explosivos químicos. Este tipo de explosivos tiene velocidades de detonación y densidades superiores y liberan una energía considerablemente mayor que los primarios.

Dentro de este grupo se distinguen explosivos compuestos por una única sustancia (Substancias Explosivas) y por mezclas de ellas (Mezclas Explosivas).

4.6.2.1 Substancias explosivas

- Nitroaromáticos

Las sustancias nitroaromáticas son sustancias muy estables a altas temperaturas e insensibles al impacto y fricción. Por esta razón, el proceso de manejo y fabricación es considerado bastante seguro.

- Esteres Nítricos

Son explosivos considerablemente sensibles al impacto y fricción pero poco resistentes a la temperatura. Son explosivos muy potentes y su característica vasodilatadora permite su uso en la industria farmacéutica.

- Nitraminas

Son sustancias bastante estables a la temperatura pero su sensibilidad al impacto y fricción esta entre los nitroaromáticos y esterres nítricos. Tienen un poder rompedor alto pero su difícil fabricación hace que sean sustancias más caras.

4.6.2.2 Mezclas Explosivas (Explosivos industriáis)

- Dinamitas

- Pulverulentos

Los explosivos pulverulentos tiene una potencia y densidad baja, así como una baja resistencia al agua. En términos de aplicación, son indicados para carga de columna de barrenos para volar rocas blandas o semiduras.

- Gelatinosos

Este tipo de explosivos tiene una potencia y densidad elevadas por lo que su aplicación es aconsejada para carga de fondo de barrenos para volar rocas duras. Como tienen gran densidad y resistencia al agua, son indicados para trabajos afectados por agua.

- Agentes explosivos

- Mezclas nitrato amónico

Particularmente dentro de este grupo se resalta el ANFO (Amonium Nitrate Fuel Oil) que por ser una mezcla de potencia moderada, de baja densidad, pasible de ser cargado a granel y de coste barato, tornan este tipo de explosivos uno de los más utilizados. Su manejo y fabricación son considerables seguros bien pero es un explosivo con poca resistencia al agua.

- Hidrogeles

Este grupo de mezclas explosivas posee una variedad de productos con distintas características. Esas características pueden ser la potencia, densidad, sensibilidad o buena velocidad de detonación. Son explosivos resistentes al agua.

- Emulsiones

Las emulsiones son explosivos que tienen una gran gama de productos con distintas energía y potencia (se utiliza aluminio para generar el aumento de energía). En términos de velocidad de detonación, las emulsiones toman valores muy altos y su sensibilidad está relacionada con cada tipo de densidad de los productos. Son mezclas resistentes al agua.

En el anexo A se presenta una tabla general de la clasificación de los explosivos.

4.7 Secuenciación en túneles

Cuando se habla de voladuras subterráneas, la secuencia de detonación de barrenos es de gran importancia. Un buen diseño de la secuencia de encendido puede definir el tamaño de fragmentación, forma da pila de desmonte, vibración, ruido y cantidad de roca proyectada (Konya y Walter 1985). Según Persson et. al (1994), una posible secuencia de salida de los barrenos sería:

- Cuele
- Destroza
- Zapateras
- Recorte

También por Persson et al. (1994), se utilizan detonadores de 100 milisegundo para la secuenciación del cuele y de medio segundo para las restantes zonas de la sección.

5 Fragmentación

El objetivo de una voladura es fragmentar y desplazar la roca. De hecho, esta fase puede tener grandes impactos en la parte de molienda y separación. Con la necesidad de reducción de costos, optimización de la recuperación, esta área del procesamiento minero tuvo una atención específica. Varios modelos fueron criados para poder predecir y controlar o, tal vez más correcto, guiar la fase de perforación y voladura. Hoy en día el que más empleado es el modelo de Kuz-Ram y se encuentra descrito en el capítulo 5.2.

Antes de tocar los modelos de predicción hay que entender los mecanismos de ruptura de la roca y cuales sus dependencias:

- Cantidad de explosivo
- Distribución de ese explosivo en la roca
- Características de la roca a desmontar (diaclasas, fallas, resistencia, caras libres)

5.1 Rotura y resistencia de la roca

Según Sanchidrián y Muñiz (2000), una roca cuando está sometida a un determinado estado de tensión tiende a resistir según la dirección de su aplicación y, la resistencia a compresión es mayor que a de tracción.

Cuando una roca recibe un estado tensional proporcionado por una detonación, tiende a romper por cizallamiento pero, una roca a volar, no está aislada sino confinada por todo el macizo donde se encuentra. El confinamiento hace que ese cizallamiento sea más difícil (aumentando la fricción y la resistencia de la roca) – resistencia a compresión del granito: 200 MPa; resistencia a compresión con confinamiento lateral: 2000 MPa. En voladuras de interior ese confinamiento es todavía más acentuado por lo que es importante tenerlo en cuenta cuando se hace el diseño de un túnel.

Otro factor de influencia en la resistencia es el tiempo de aplicación de una determinada fuerza. La resistencia aumenta cuanto menor es el tiempo de ciclo de carga, lo que sucede con la onda de choque producida por un explosivo.

Una onda de choque (plana) cuando entra en contacto con la roca aplica a ella una compresión que deforma la roca de una forma idéntica a un ensayo de compresión con

confinamiento lateral. Para que haya fragmentación de la roca, sin apenas una deformación elástica, la presión tiene que ser suficientemente alta [$\approx 2 \times (\text{resistencia con confinamiento})$] – límite elástico sobre la Hugoniot.

La presencia de fisuras, deformaciones o distintos elementos en las rocas, son factores clave para la generación de micro-fisuras, poros, o zonas de menor resistencia cuando sometidas a una compresión.

Hay dos factores que favorecen la generación de fisuras y consecuentemente la fragmentación de un macizo.

- Onda choque
- Presión del gas

Cada factor corresponde, respectivamente, a la fase dinámica y semi-estática del proceso de fragmentación. Las dos fases se inician al mismo tiempo pero la dinámica es cerca de 10 veces más rápida.

En la fase dinámica el explosivo detona pasando a un estado gaseoso donde las ondas de choque superan la resistencia dinámica a la compresión de la roca) y generando grietas o fracturas en las pared del barreno. Estas grietas se empiezan a propagar en la dirección perpendicular a las paredes del barreno y su crecimiento máximo define el final de la fase dinámica. Si esta onda de compresión posee energía suficiente para llegar a la cara libre se refleja como ondas de tracción. Si su amplitud superior a la resistencia de tracción del macizo se origina fracturas radiales (figura 5-2). En la fase dinámica se observa la generación de cuatro zonas alrededor del barreno (como es posible observar en el esquema de la figura 5-1). En la zona hidrodinámica la roca va a comportarse como un fluido (debido a las elevadas temperaturas y presiones resultantes de la voladura del barreno). En la zona plástica, como su nombre evidencia, la roca tendrá un comportamiento plástico ya que las tensiones elevadas la pulverizan. La zona siguiente (zona fracturada) se caracteriza por presencia de ondas de compresión que generan fracturas de cizalla.

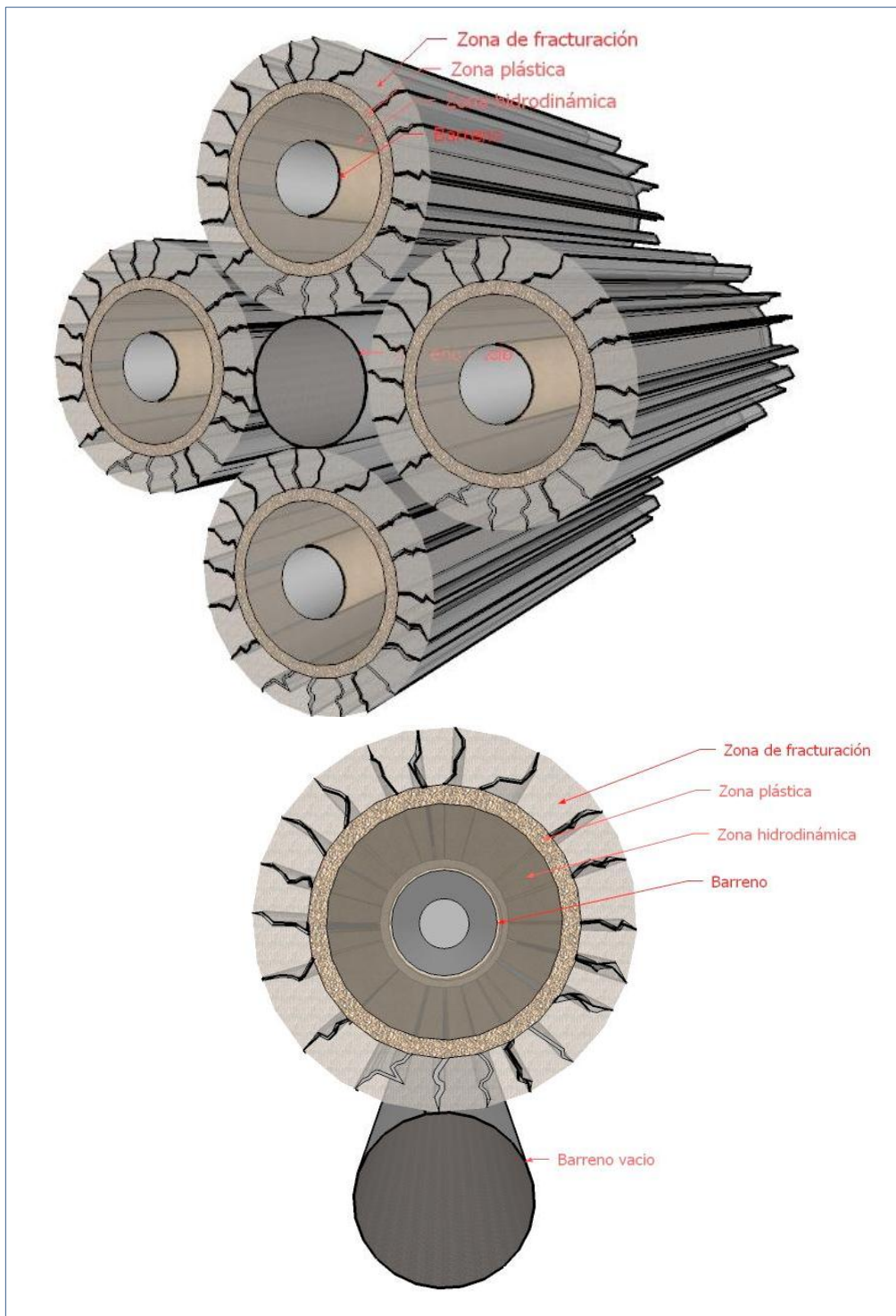


Figura 5-1 - Zona de fracturación en un barreno

En un cuele, el primer barreno detona hacia una cara libre circular, en estos casos, como se ya ha comentado anteriormente, hay que tener atención en el control de las cargas de forma a que se facilite la generación de grietas radiales por la reflexión de las ondas de compresión en las paredes del barreno.

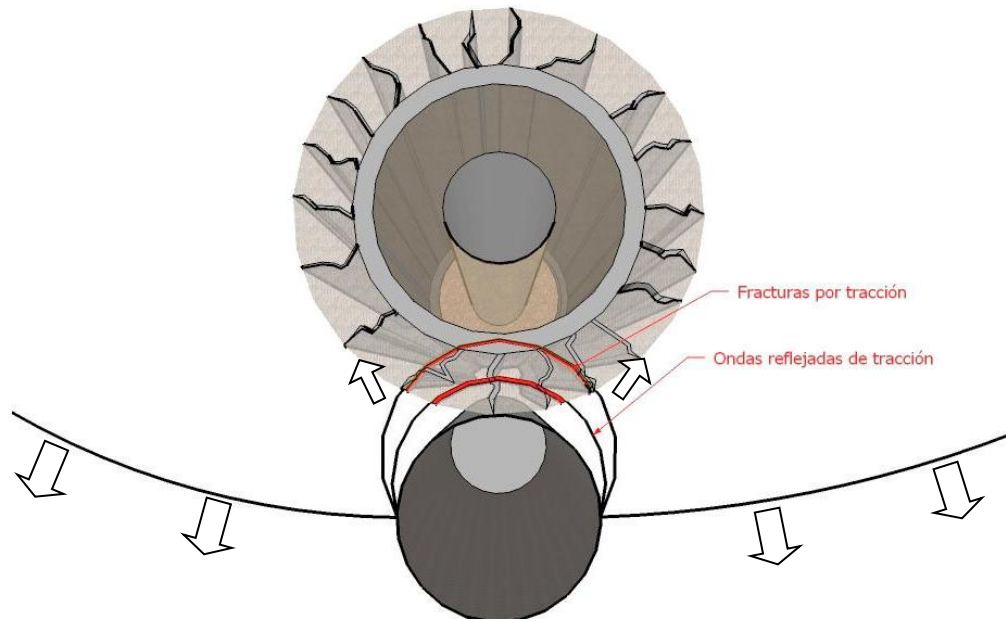


Figura 5-2 - Formación de fracturas por tracción

Llegando a la fase semi-estática, la presión de los gases de detonación realiza un trabajo mecánico, expandiendo las fracturas ya existentes. Esta presión en las paredes del barreno actúa sobre las grietas, incrementando la tensión en el vértice de ellas permitiendo el desplazamiento de la roca hacia la frente libre (figura 5-3).

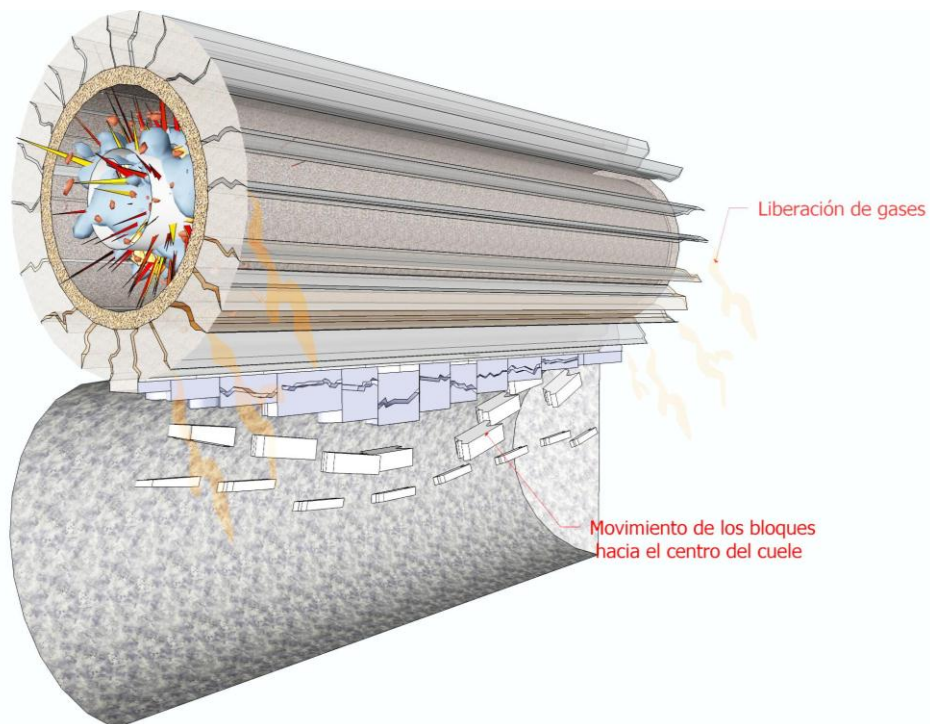


Figura 5-3 - Expansión de un barreno

5.2 Modelo de predicción de Kuz-Ram

5.2.1 Ecuación de Kuznetsov

Kuznetsov (1973) presentó una ecuación que predecía un tamaño promedio de los fragmentos resultantes de una voladura con un determinado mallado y tipo de explosivo.

$$x_m = AK^{-0,8}Q^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/20} \quad (5.1)$$

donde:

x_m = Tamaño medio de las partículas (cm)

A = Factor de roca

K = Consumo específico (kg/m³)

Q = Masa de explosivo por barreno (kg)

115 = RWS (Relative Weigth Strength) – Potencia relativa en peso del TNT respecto al ANFO

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo en cuestión respecto al ANFO

5.2.1.1 Factor de roca - A

El factor de roca (A), es un parámetro de grande importancia en la predicción y se define por

$$A = 0,06(RMD + JF + RDI + HF) \quad (5.2)$$

donde:

RMD = Rock Mass Description

JF = Joint Factor

RDI = Rock Density Influence

HF = Hardness Factor

Donde sus parámetros pueden ser determinados por las tablas 5-1, 5-2 y 5-3

Tabla 5-1 - RMD

Tipo de roca	RMD
Polvorienta/friable	10
Juntas verticales	JF
Masiva	50

JF depende del ángulo del plano de juntas (JPA) y por el espaciado de las juntas verticales (JPS),

$$JF = (JCF \times JPS) + JPA \quad (5.3)$$

donde:

JCF = Joint Condition Factor

JPS = Joint Plane Spacing

JPA = Joint Plane Angle

Tabla 5-2 - JPS

Espaciado de las juntas	JPS (Joint plane spacing)
$\leq 0,1 \text{ m}$	10
$0,1 < 0,3$	20
$0,3 < 0,95 \text{ P}$	80
$> \text{P}$	50

Donde $P = (B \times S)^{0,5} \quad (5.4)$

Tabla 5-3 - JPA

Ángulo del plano de fractura	JPA
Inclinación para fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Inclinación hacia para la cara	50

RDI representa un factor dependiente de la densidad de la roca y se determina por

$$RDI = 25 \times RD - 50 \quad (5.5)$$

donde:

RD =Densidad de la roca (t/m^3)

El último factor es el de la dureza donde para Y (Modulo Elástico) $\geq 50\text{GPa}$ ven:

$$HF = \frac{Y}{3} \quad (5.6)$$

para $Y < 50\text{GPa}$

$$HF = \frac{UCS}{5} \quad (5.7)$$

UCS = Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)

5.2.2 Ecuación de Rosin-Ramler

Rosin-Rammler ha deducido una curva que representa, razonablemente, la distribución de los tamaños de una roca volada y es construida conforme la expresión.

$$P(x) = 1 - e^{-0,693\left(\frac{x}{x_m}\right)^n} \quad (5.8)$$

Donde:

P =Percentage de material pasante por un tamiz de abertura x

n = índice de uniformidad

5.2.3 Índice de uniformidad

Cunningham, usó la ecuación de Kuznetsov para determinar el tamaño medio de las partículas y desarrollo una fórmula para determinar A.

Posteriormente al trabajo de campo, por si ejecutado, envolviendo la precisión de la perforación, relación de piedra y espaciado, diámetros de perforación, cargas de explosivo y alturas de bancos, desarrollo el índice de uniformidad n .

$$n = \left(2,2 - \frac{14B}{D_1}\right) \times \sqrt{\frac{1+\frac{S}{B}}{2}} \times \left(1 - \frac{W}{B}\right) \times \left(\left|\frac{h_f - h_c}{L}\right| + 0,1\right)^{0,1} \times \frac{L}{H} \quad (5.9)$$

Donde:

B = Piedra (m)

S = Espaciado (m)

D_1 = Diametro de los furos cargados (mm)

W = Desviación de la perforación (m)

h_f = Longitud de la carga de fondo (m)

h_c = Longitud de la carga de columna (m)

L = Longitud de la carga (m)

H = Longitud de los barrenos (m)

5.3 Aplicación del modelo de predicción de Kuz-Ram para túneles

Aunque la fragmentación del escombro en voladuras de túneles no es un factor tan importante como en voladuras a cielo abierto siempre y cuando sea posible, es interesante evaluar la viabilidad del modelo de Kuz-Ram para voladuras de interior. El modelo de Kuz-Ram ha sido desenvuelto para voladuras a cielo abierto, por lo que se debe esperar resultados diferentes en el caso de su aplicación en voladuras de interior. Para eso hay una serie de factores que se deben tener en cuenta.

5.3.1 Variables

5.3.1.1 Piedra y espaciado

Cuando se trata de un mallado de perforación en un túnel fácilmente se entiende que este tiene una serie de distintas piedras y espaciados. Esta situación influye bastante la fragmentación resultante y para eso hay que estudiar cual (o cuales) de esas piedras deberán ser usadas para la comparación con una curva de fragmentación obtenida mediante análisis fotográficas de la pila de escombros. En voladuras subterráneas, el grado de confinamiento de la roca es mayor que en superficie, hecho lo que probablemente hace que a pesar de poner piedras menores, la fragmentación no deberá ser más fina.

5.3.1.2 Columna de explosivo

El índice de uniformidad fue determinado para la fragmentación de bancos a cielo abierto, donde la altura de la carga de fondo suele ser inferior que la carga de columna. Por otro lado, en túneles, la longitud de carga de fondo tiende a ser superior a la de columna.

5.3.1.3 Desviación de barrenos

El empleo de barrenos, muchas veces, de diámetros inferiores, la sección del túnel, la precisión de equipo y la experiencia de su operador influyen en la calidad de la perforación. La desviación es un factor presente en el índice de uniformidad.

5.3.1.4 Inclinación del banco

El modelo de Kuz-Ram no especifica si sus validaciones han sido hechas con barrenos verticales o inclinados. Según Jimeno et. al (1994), esta situación influye la fragmentación, ya que cuando el ángulo de salida del material es menor, mayor es la carga necesaria para el cizallar el pie del banco.

5.3.1.5 Resistencia de la roca

La resistencia de la roca, su estructura o cantidad de irregularidades son factores determinantes en la fase de fragmentación de ella. Como se ha comentado anteriormente, un macizo volado en subterránea tiene un grado de confinamiento (fijación) más elevado.

5.3.2 Aplicación

5.3.2.1 Excel

Con el objetivo de evaluar la fiabilidad de la aplicación del modelo de Kuz-Ram para predicción en túneles se han implementado en Excel las formulaciones anteriormente referidas (de 5-1 hasta 5-11), estructurando los datos por forma a obtener automáticamente los parámetros del túnel enseñados anteriormente ($P(x)$, n y X_m). Con un factor A introducido por el utilizador, se estima una primera fragmentación. Este proceso se aplica para cada zona de la sección del túnel ya que cada una de ellas tiene distinta relación S/B y consumos específicos. La importancia de obtener la curva de fragmentación para cada sección es la comprobación con la curva de la foto analizada pues esta puede ser hecha en la fase previa al cargamento (apareamiento de roca provenientes de la destroza y recorte), durante el cargamento (destroza y cuele) o fase final del cargamento (cuele, destroza y zapateras).

Basado en la ecuación de Kuznetsov, y con el objetivo de corregir el factor de roca A se grafica el tamaño medio frente al consumo específico (haciendo una variación de K) – Figura 5-4. En esta grafica se añade la relación del tamaño medio de partícula real (obtenido por foto análisis) respecto a su consumo específico (global y para cada sección del túnel). En un análisis “grosero” se considera que la única variable es el factor A por lo que, para obtener el valor real se cambia el factor A de la curva teórica hasta que esta se sobreponga con el punto real.

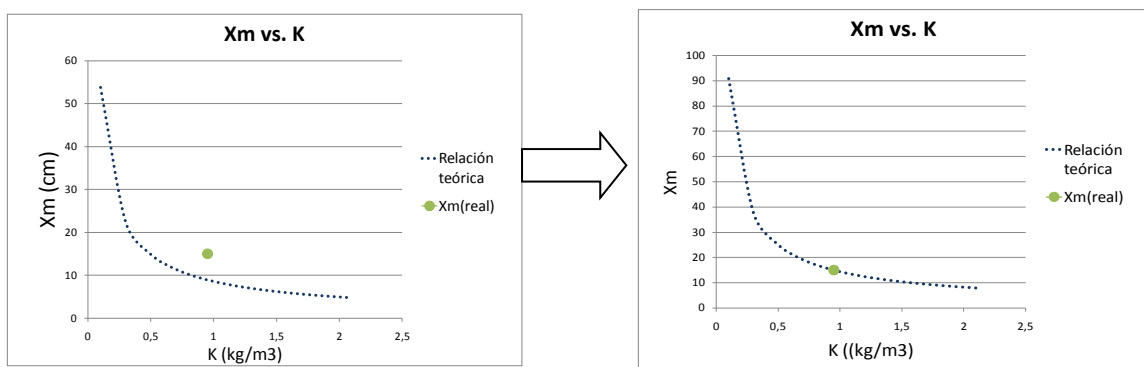


Figura 5-4 - tamaño medio vs consumo específico

Esta corrección influye en la predicción final de la fragmentación como se puede observar en la figura 5-5. Esta corrección del factor de roca A es interesante de hacer en

las primeras voladuras de un túnel, para poder ajustar este valor y los siguientes pronósticos se acercaren de la realidad.

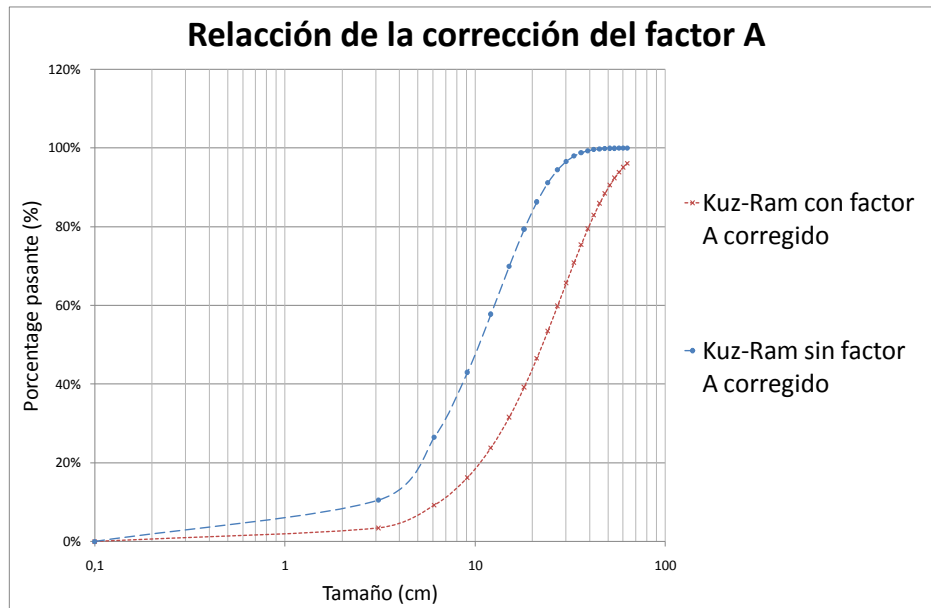


Figura 5-5 - Corrección del Factor A

Después de tener todas estas correcciones se saca una curva de predicción para cada sección del túnel (figura 5-6). Como es de esperar las curvas de predicción del cuele serán de granulometría más cerrada aunque las de destroza, zapatera y recorte representaran una granulometría mayor serán más parecidas.

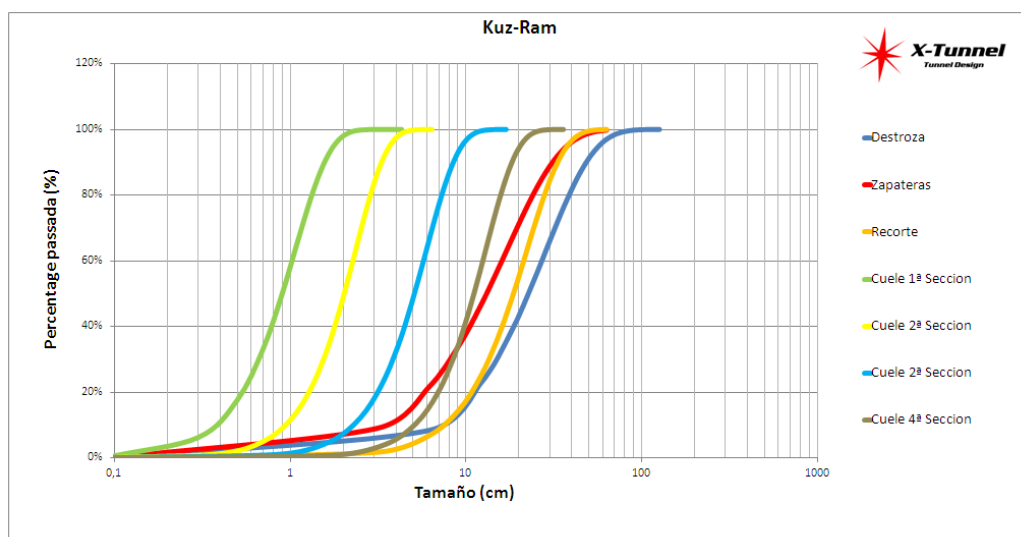


Figura 5-6 - Curvas granulométricas de las secciones del Cuele, Destroza, Recorte y Zapateras

6 Herramienta de diseño de túneles

Con el objetivo de facilitar el diseño de una sección de un túnel ha surgido el interés de desarrollar una herramienta de apoyo – X-Tunnel v.Beta. Su descripción estará repartida en las siguientes temáticas:

Descripción general (Nombre, Objetivos, Lenguaje)

- Datos de Entrada (In-Puts)
- Datos de Salida (Out-Puts)
- Zona de Calculo

6.1 Descripción general de la herramienta – X-Tunnel v.Beta

La herramienta de diseño, X-Tunnel v.Beta, fue desarrollada con objetivo de facilitar el diseño de una sección de un túnel, posibilitar la predicción de situaciones como fragmentación y vibraciones, consumos de explosivo y accesorios y volúmenes desmontados. De hecho, X-Tunnel v.Beta posibilita la gestión de datos de voladura, ya que su información puede ser almacenada y compilada durante la abertura de un túnel.

Con el objetivo de simplificar su uso, su lenguaje de desarrollo ha sido Excel donde, puntualmente, para facilitar algunos recursos se utilizaron Macros (Visual Basic).

6.2 Datos de entrada (In-Puts)

El X-Tunnel se presenta en Excel y es compuesto por diez apartados como muestra la figura 6-1.

- Información del proyecto
- Calculo de la malla
- Exportación de las coordenadas
- Dos módulos de secuenciación
- Dos módulos de análisis de vibraciones
- Análisis de fragmentación

- Split-Desktop
- Informe

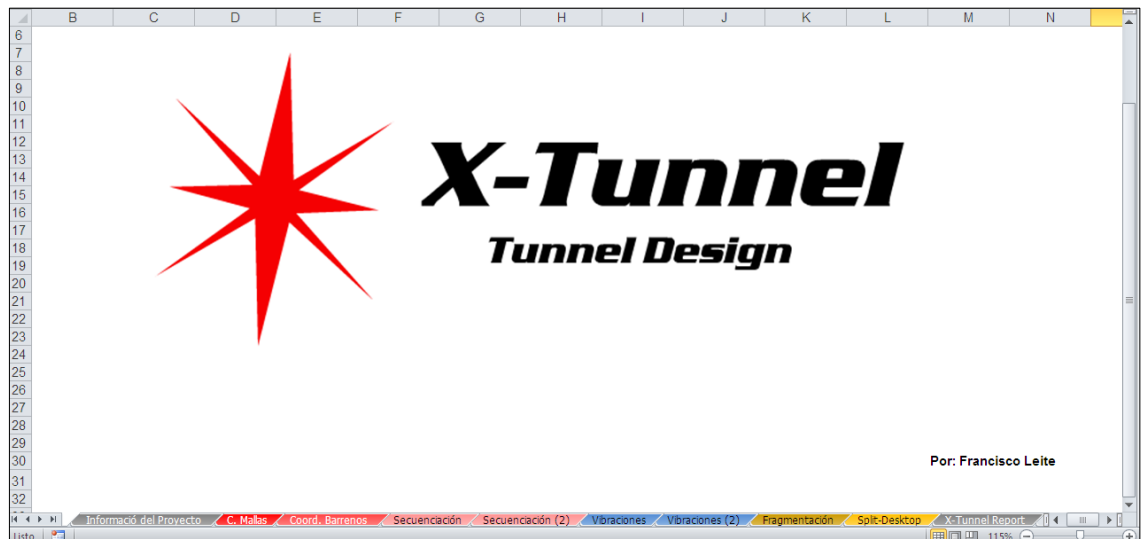


Figura 6-1 - X-Tunnel v.Beta

6.2.1 Información del Proyecto

En la pestaña “Información del Proyecto” se muestran la información y contextos del proyecto (figura6-2) y se pueden introducir parámetros como

- Mina/obra
- Nombre de responsable
- Código del responsable
- Fecha
- Turno/hora
- Numero de voladura
- Ubicación/nivel

Información del Proyecto	
Mina/Obra	-
Responsable	-
Código	-
Fecha	22/05/2013
Turno/hora	-
Voladura nº	-
Ubicación/nivel	-

X-Tunnel
Tunnel Design

X-Tunnel - Tunnel Design | Información del Proyecto | C. Mallas | Coord. Barrenos | Secuenciación | Secuenciación (2) | Vibraciones | Vibraciones (2) | Fragmentación | Split-Di |

Figura 6-2 - Información de proyecto (X-Tunnel)

6.2.2 Parámetros de diseño

El módulo “C. Mallas” (figura 6-3) representa el apartado más importante de la herramienta. En el se calculados todos los parámetros geométricos envueltos en el diseño de mallas de perforación que serán presentados en el los datos de salida de la sección de “X-Tunnel Report”

Así, para todo el cálculo la herramienta exige la introducción de los siguientes datos:

- Constante de roca (c)
- Facto de roca (A)
- Ancho del túnel (m)
- Altura (de los hastiales) (m)
- Flecha (m)
- Diámetro del barreno vacío (m)
- Diámetro de perforación de los barrenos a cargar (m)
- Avance (%)

- Errores previstos de perforación
- Angulo de realce (°)
- Factor de retacado

El utilizador podrá, todavía, hacer ajustes adicionando, o no, barrenos de destroza arriba del cuele y en los hastiales. Esta opción es comandada por los botones circulares presentes en la sección de ajustes que pueden ser seleccionados mediante el interés del usuario. Una opción interesante es la de posicionamiento del cuele caso la posición de los barrenos de destroza alrededor del no satisficieren las necesidades del utilizador. El factor de retacado sirve para definir el valor a multiplicar por el diámetro de perforación, permitiendo al usuario controlar el retacado de los barrenos. Por forma a esclarecer un utilizador de lo que se refiere el “Ancho”, “Altura” o “Flecha”, con una simples pasada del puntero sobre las celdas, una imagen indicativa aparecerá (figura 6-4).

Cálculo de Mallas de Perforación de Túneles - M. Sueco			
Roca, Tunel y Perforación			
Datos de Roca		Datos Perforación	
c	0,5	A	10
Datos de Tunel		Errores de perforación	
Ancho (m)	5,3	α (m/m)	0,01
Altura (m)	4,5	e' (m)	0,02
Flecha (m)	1	Angulo de realce (°)	
Area (m ²)	27,7	Factor de Retacado	
Ajuste Hasteales		10	
Barreno Superior			
Ajustes de Arco de Destroza			
Barreno central	Sí		
	No		
Barreno superior	Sí		
	No		
Ajustes de Posicion de Cuele			
Desplazar	Sí		
	No		
Datos Explosivo			
Características del explosivo		Diametro (m)	
Densidad (g/cm3)	1,05	0,048 0,048 0,048	
Calor de Explosión (MJ/Kg)	3,19	Longitud (m)	
Volume de gases (m3/Kg)	1	4,5 4,5 4,5	
RWS (Dinamita)	0,73	Conc. Linear	
RWS (ANFO)	0,87	1,90 1,90 1,90	

Figura 6-3 - Cálculo de mallas (X-Tunnel)

Cálculo de Mallas de Perforación de Túneles - M. Sueco			
Roca, Tunnel y Perforación			
Datos de Roca		Datos Perforación	
c	0,45	Factor de Roca	10
Datos de Tunnel		Diametro Escariador (m) 0,120 Diametro Perforación (m) 0,048 Avance (%) 0,95	
Ancho (m)		Errores de perforación α (m/m) 0,01 e' (m) 0,02	
Altura (m)		Angulo de realce (°) 3	
Flecha (m)			
Area (m ²)			
Ajuste Hasteal			
Barreno Superior			
Ajustes de Arco de Destroza			
Barreno central	Sí		
	No		
Barreno	Sí		
	No		

Figura 6-4 - Imagen indicativa de la sección del tunnel

La última zona de inserción de datos, está reservada al tipo de explosivo a utilizar, donde los parámetros a introducir son:

- ρ – Densidad del explosivo (g/cm³)
- Calor de explosión (MJ/kg)
- Volumen de gases (m³/kg)
- Longitud y diámetro (cuando el uso de cartuchos)

Si se pretende hacer una pre visualización de la posición de los barrenos en la frente a volar, esta sección permite la importación de una imagen de la cara del túnel donde los barrenos se superponen a ella clicando en el botón para el efecto – “Presione para insertar imagen del túnel” (figura 6-5)

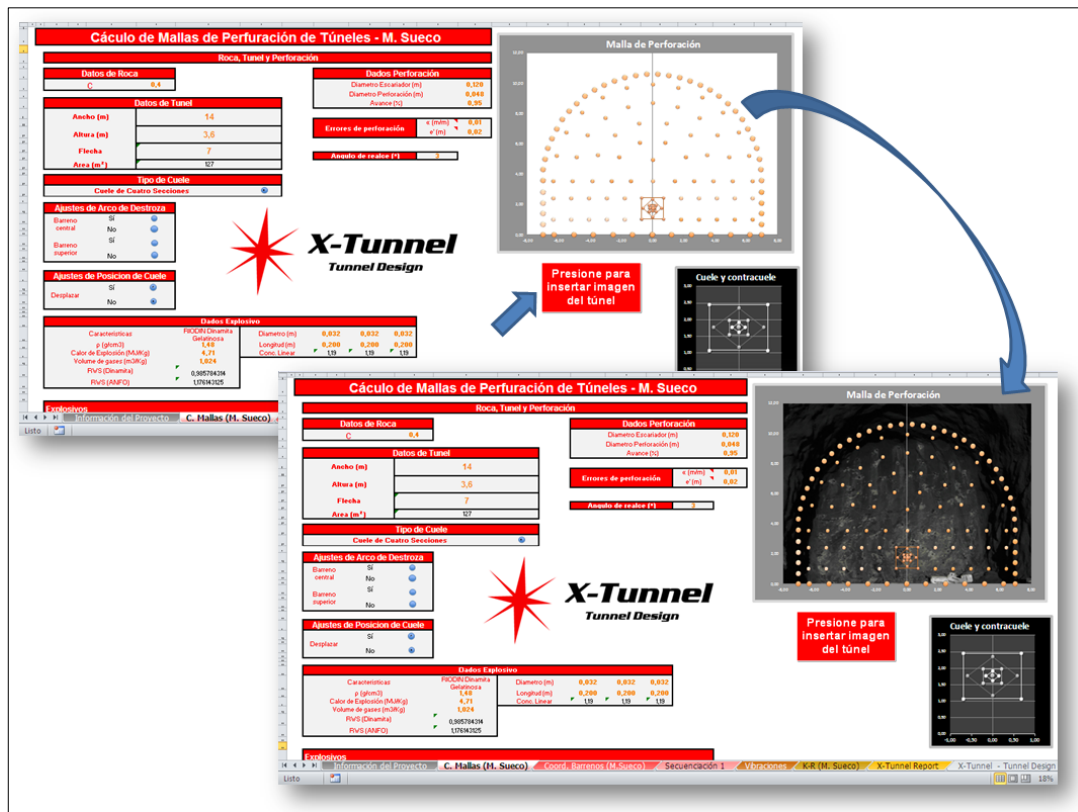


Figura 6-5 - Imagen de fondo del esquema de perforación

6.2.3 Análisis de Vibraciones

El apartado de análisis de vibraciones se ha creado con el objetivo de predecir, minimizar o evitar los daños en las estructuras próximas al túnel por las vibraciones de voladura.

Con el objetivo de analizar varias y diferentes voladuras, aparece la necesidad de reducir las variables y normalizar los datos comunes. Para obtener una variable que combina la distancia real (D), la energía explosiva instantánea (MIC) – En un tiempo igual o menor a 8ms - y evaluar y predecir el decaimiento de velocidad de partícula máxima, un nuevo concepto fue creado - Scaled Distancia (SD):

Enfoque de raíz cuadrada: $SD = \frac{D}{\sqrt{MIC}}$ (Devine, 1962) – Distancias largas

Enfoque Raíz cúbica: $SD = \frac{D}{\sqrt[3]{MIC}}$ (Ambraseys y Hendrom, 1968) – Distancias cortas

Con este concepto es posible predecir diferentes comportamientos de onda a diferentes distancias y cargas en el mismo terreno.

En voladuras de interior se prefiere usar la raíz cúbica en vez de la raíz cuadrada y, haciendo esta aproximación, la velocidad de partícula máxima puede calcularse por:

$$PPV = K SD^{-\alpha}$$

donde:

K = factor de estructura

α = factor de atenuación

y representan el comportamiento principal de la voladura en un área determinada.

De este modo, los *in-puts* de este módulo son los parámetros de ajuste de la ley de amortiguación “ α ” y “ k ”. Estos valores son resultados de estudios previos en el terreno donde se van realizar la voladuras. A par de ellos es posible introducir también el PPV máximo imposto por una determinada norma o situación.

- USBM norma y OSMRE

En 1980, el United States Bureau of Mines, publicó el RI-8507 (Structure Response and Damage Produced by Ground Vibration From Surface Mine Blasting), que es un estudio que da una curva con varias etapas que determinan el PPV máximo que cuando se combina con un cierta frecuencia una estructura puede aguantar. Esta norma está representada en la tabla 6-1.

Tabla 6-1 - Norma USBM - RI-8507

Estructuras	Freq. (Hz)	Criterio	Limite
Todas las estructuras	<2,7	Desplazamiento	0,762 (mm)
Casa antiguas	2,7 to 7	Velocidad	12,7 (mm/s)
Casas con interiores modernos de yeso	4 a 12	Velocidad	19 (mm/s)
Sin restricciones	40	Velocidad	50,8 (mm/s)

Así, este módulo presenta el aspecto visible en la figura 6-1, en la sección de *out-puts*.

6.3 Datos de Salida (Out-Puts)

6.3.1 Mallas de perforación

Los primeros datos de salida que el usuario de X-Tunnel se puede apercibir la malla de perforación. Modificando los valores de la sección de cálculo de mallas (por ejemplo, “Ancho”, “Altura”, “Flecha” del túnel o “Diámetro de perforación”) es posible analizar el efecto de cambio de malla, fragmentación y los posibles consumos específicos de la misma.

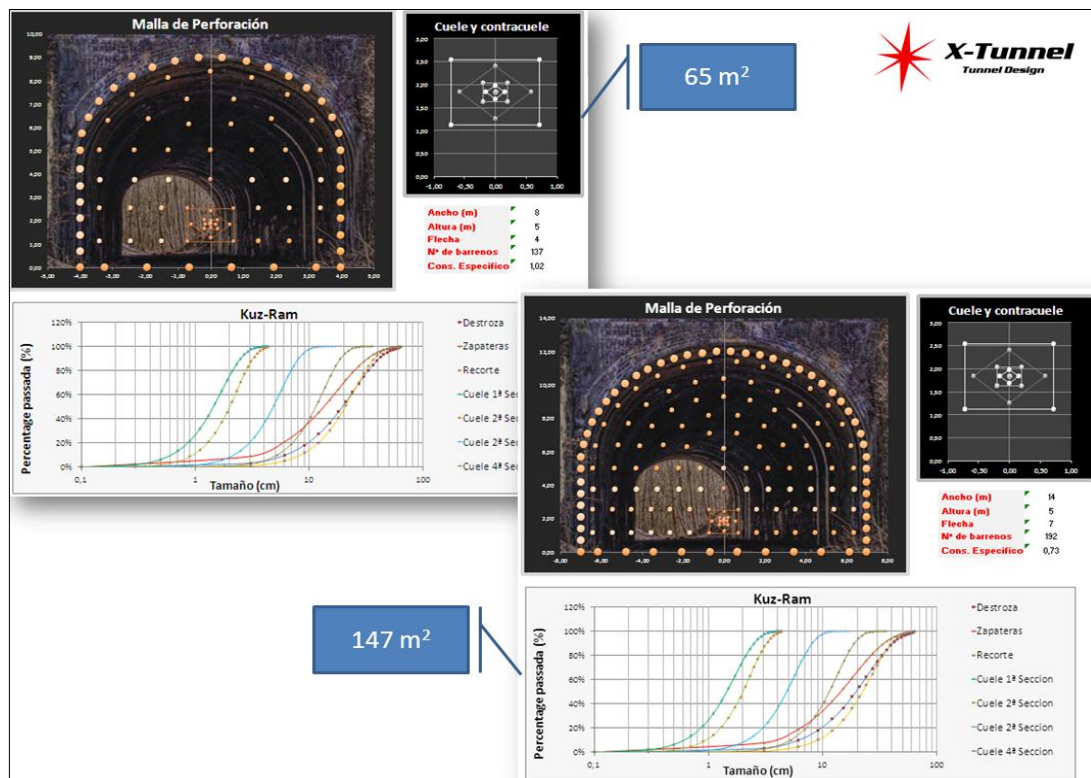


Figura 6-6 - Out-Put de mallas de perforación

6.3.2 Coordenadas de los Barrenos

Si cambiamos para esta pestaña (figura 6-7) se puede en más detalle el plan de perforación de la frente del túnel. En ella se puede observar comando que permite la exportar para una área de transferencia las coordenadas, diámetro y profundidad de barrenos. Esta particularidad es muy útil para la introducción de datos en Jumbos de perforación, por ejemplo.

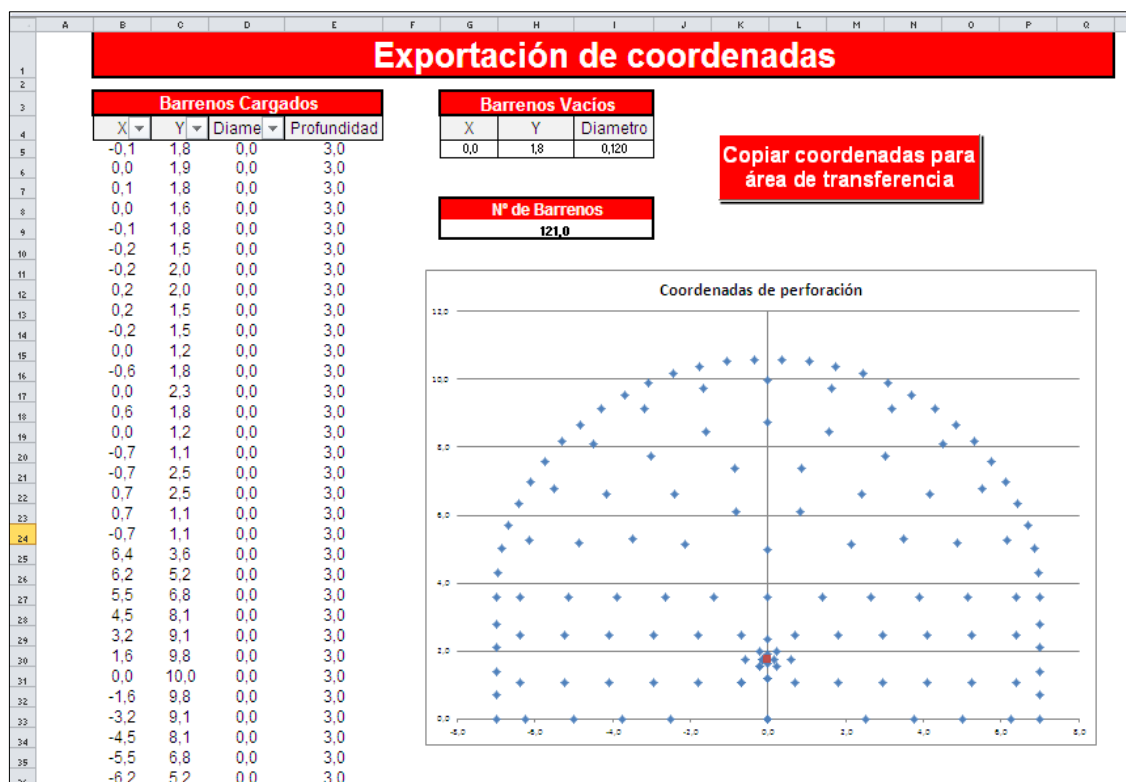


Figura 6-7 - Exportación de coordenadas

Estas coordenadas están en la forma (X,Y) considerando el punto de origen (0,0), el punto central (inferior) del túnel.

6.3.3 Secuenciación

El apartado de Secuenciación permite la visualización dinámica de cómo sería la secuenciación de detonación de los barrenos. Para esta simulación no se tiene en cuenta la dispersión del tiempo de los retardos en los barrenos. Los datos de salida en esta sección son la contabilización de los detonadores utilizados (presentados en la sección del informe), la carga máxima instantánea (MIC), y el número de barrenos que explotan por retardo, informaciones importantes para la predicción de vibraciones y control ambiental.

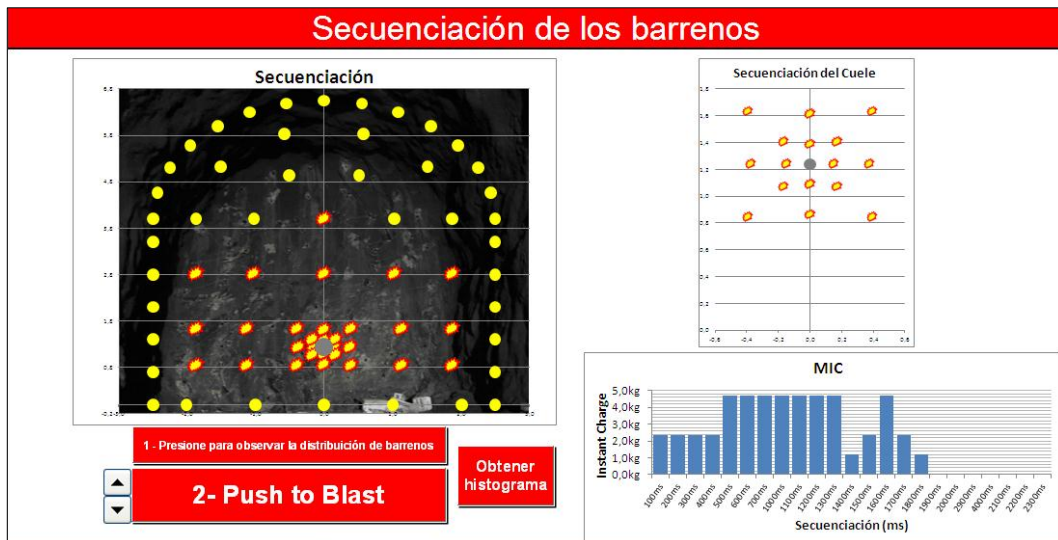


Figura 6-8 - Secuenciación

El botón “Presione para observar la distribución de los barrenos” (figura 6-8) se observa justo los distintos tipos de barrenos (cuele, destroza horizontal y vertical, zapateras, hastiales y contorno).

Pinchando el botón “Push to Blast” la secuencia de detonación de los barrenos se desarrollará automáticamente (con intervalo de 1 segundo entre barrenos – para ser observable) bien como la construcción del histograma de cargas se desenvolverá.

Al revés, si el usuario pretende detonar manualmente los barrenos, tiene la posibilidad de seleccionar las flechas a la izquierda del botón 2 (para arriba - provoca la detonación, para bajo - retrocede el fenómeno de detonación) . Si, por otro lado, el utilizador apenas pretende el histograma de cargas, pincha el botón “Obtener histograma” y el automáticamente se formará.

Esta herramienta permite la simulación de dos tipos de secuenciación

- Cuele – Destroza – Zapatera y Recorte (figura 6-9)

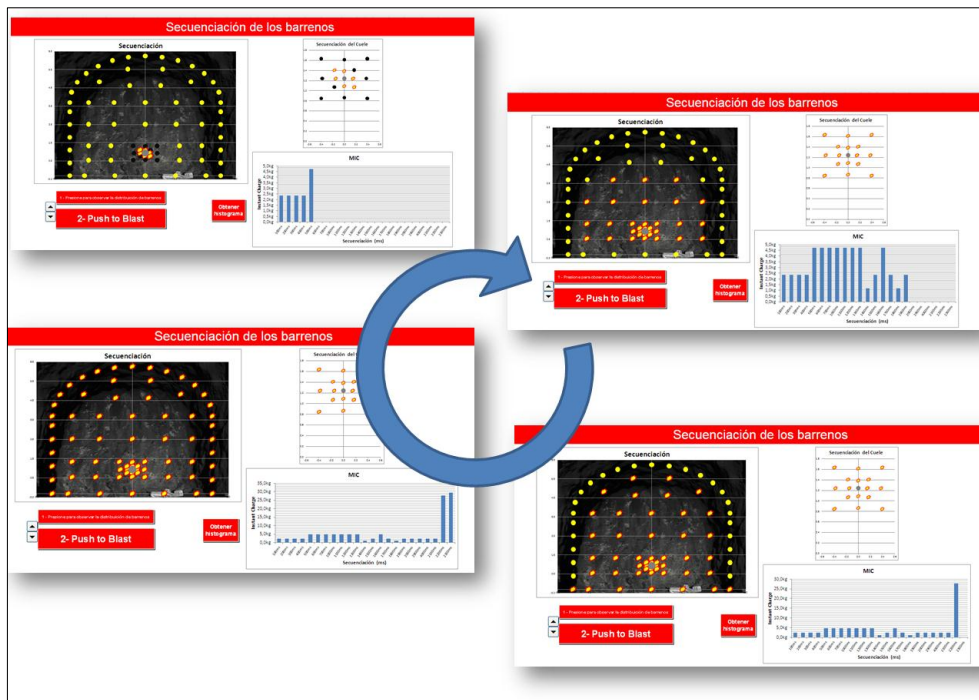


Figura 6-9 - Secuenciación: Cuele, Destroza, Zapateras, Recorte

- De una forma radial (figura 6-10)

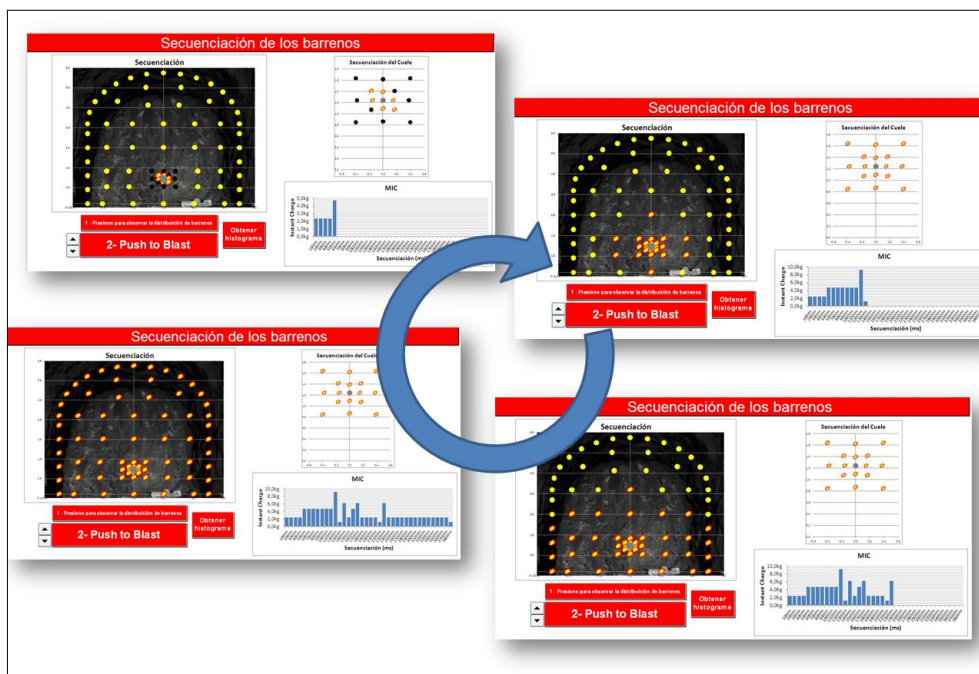


Figura 6-10 - Secuenciación radial

Como es fácil entender la secuenciación de los barrenos hace, en la gran mayoría de las veces, parte de la arte de voladura así que en esta herramienta se presentan estos dos tipos de secuenciación para escogida del utilizador.

6.3.4 Análisis de Vibraciones

Después de introducir los datos de entrada (referidos en 6.2.3) este módulo retorna una tabla (figura 6-11) que relaciona el PPV, Distancia y Carga, donde es posible analizar para los dos últimos parámetros la velocidad pico de partícula atribuida, es decir, para una determinada carga de barreno, sabemos cuál será la velocidad pico partícula generada para una determinada distancia.

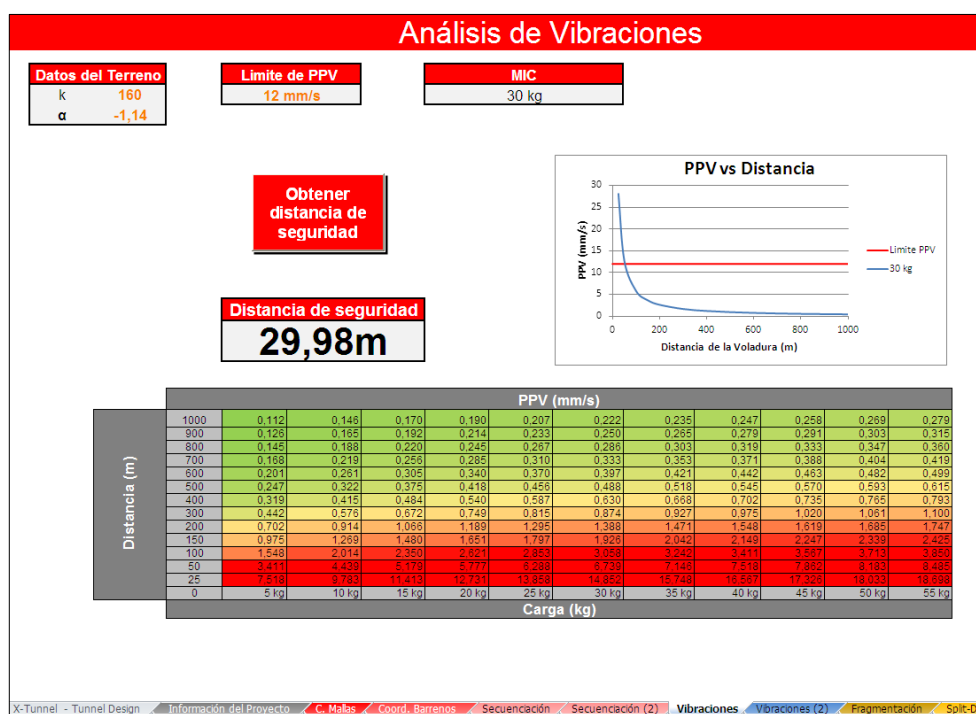


Figura 6-11 - Análisis de vibraciones

6.3.5 X-Tunnel Report

En la sección de X-Tunnel Report es posible extraer un informe donde se consideran los siguientes datos de salida:

- Información del proyecto
 - Mina/obra
 - Responsable

- Código
 - Fecha
 - Turno/hora
 - Voladura
 - Ubicación/nivel
- Información de la Sección
 - Área de la sección
 - Longitud de perforación
 - Volumen
 - Diámetro vacío
 - Diámetro cargado
 - N° de barrenos cargados
 - N° de barrenos vacíos
 - Metros perforados
- Cuele, Zapateras, Recorte, Destroza y Hastiales
 - Secciones
 - Concentración lineal de carga
 - Kg/barreno
 - N° de barrenos
 - N° de cartuchos
- Consumos
 - Cartuchos
 - Explosivo

- Detonadores
 - Cordón detonante
 - Consumo específico
- Secuenciación
 - N° de detonadores/tiempo
- Fragmentación
 - Factor A
 - X_{50}
- Vibraciones
 - Numero de barrenos que explotan juntos
 - MIC – Carga máxima instantánea
- Observaciones

En el informe es posible visualizar cuatro imágenes

- La sección calculada por el X-Tunnel
- Pormenor del Cuele
- Curva de fragmentación promedia
- El histograma de MIC

A parte de todos estos *out-puts*, X-Tunnel permite la edición del informe y agregar otras funcionalidades calculadas, como por ejemplo:

- Longitudes de cargas de fondo y columna
- Avance
- Retacado
- Consumos específicos de determinadas zonas del túnel

Como es obvio, dependiendo de obra o usuario, hay siempre la posibilidad de añadir cálculos y modificar la herramienta para adaptarse a cada situación.

En las figuras 6-12, 6-13 y 6-14 se presenta las hojas (del informe) que se pueden exportar a partir del X-Tunnel.

X-Tunnel v.Beta Report

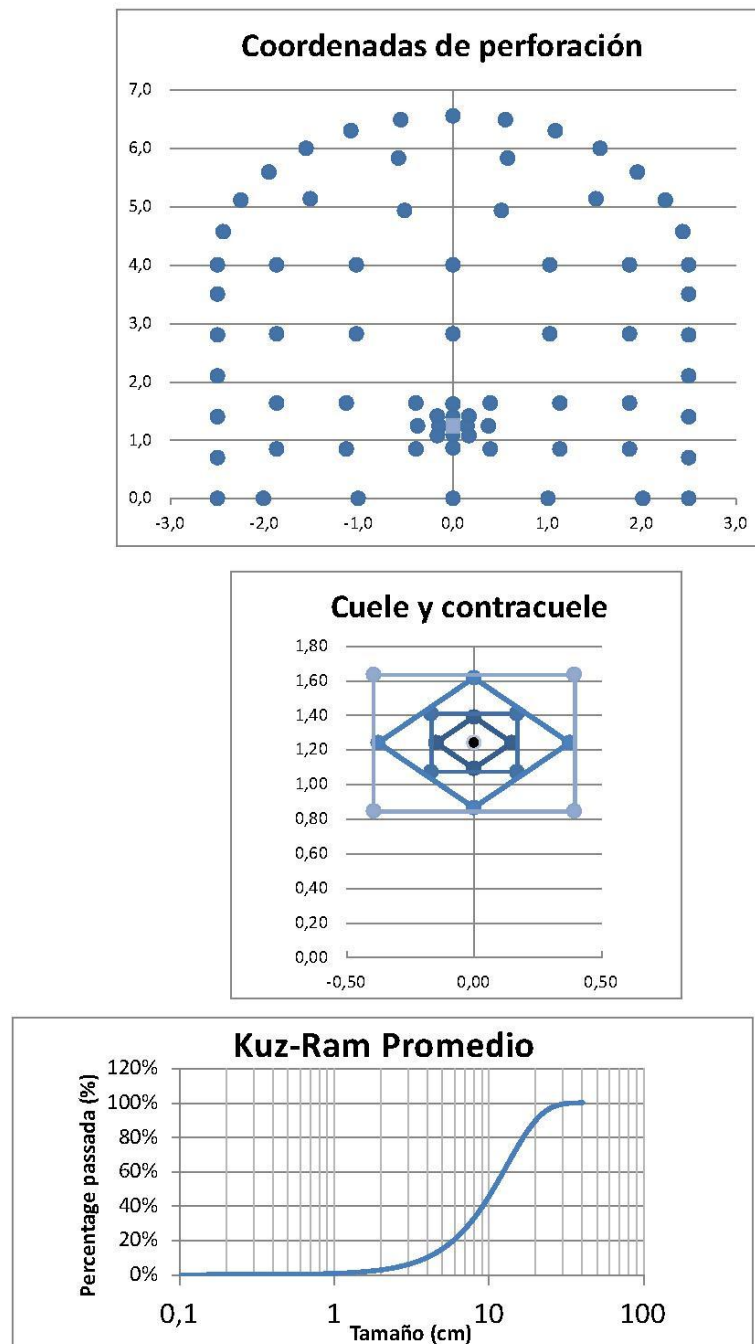
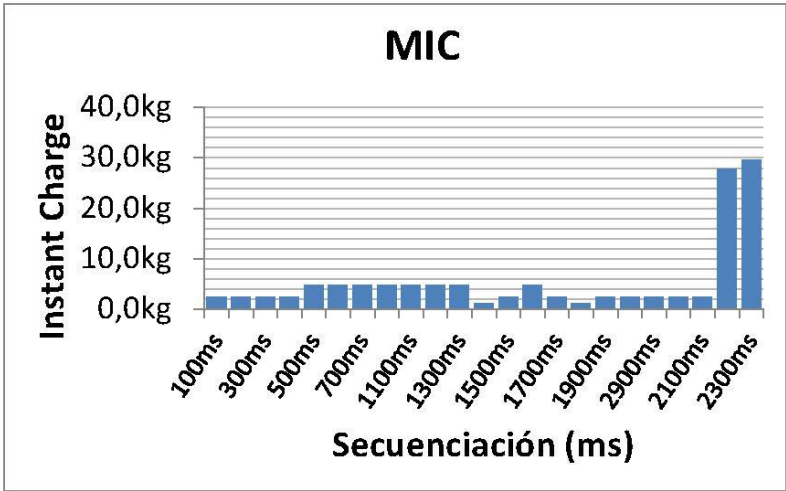


Figura 6-13 - Pagina 2 del informe

X-Tunnel v.Beta Report



Secuenciación		
Detonadores	- 100ms	- 1
	- 200ms	- 1
	- 300ms	- 1
	- 400ms	- 1
	- 500ms	- 2
	- 600ms	- 2
	- 700ms	- 2
	- 1100ms	- 2
	- 1200ms	- 2
	- 1300ms	- 4
	- 1400ms	- 1
	- 1500ms	- 2
	- 1600ms	- 4
	- 1700ms	- 2
	- 1800ms	- 1
	- 1900ms	- 2
	- 2000ms	- 2
	- 2900ms	- 2
	- 4000ms	- 2
	- 2100ms	- 2
	- 2200ms	- 9
	- 2300ms	- 25

Firma del responsable _____

Figura 6-14 - Pagina 3 del informe

6.3.6 Fragmentación

Esta herramienta tiene todavía la capacidad de predecir la fragmentación de una voladura en un determinado túnel. Este apartado inspirado en el modelo de Kuz-Ram permite:

- Generación de curvas de fragmentación para cada sección de túnel de distinta malla (figura 6-15).
- Generación de curvas de fragmentación promedias de Destroza, Recorte y Zapateras (figura 6-16)

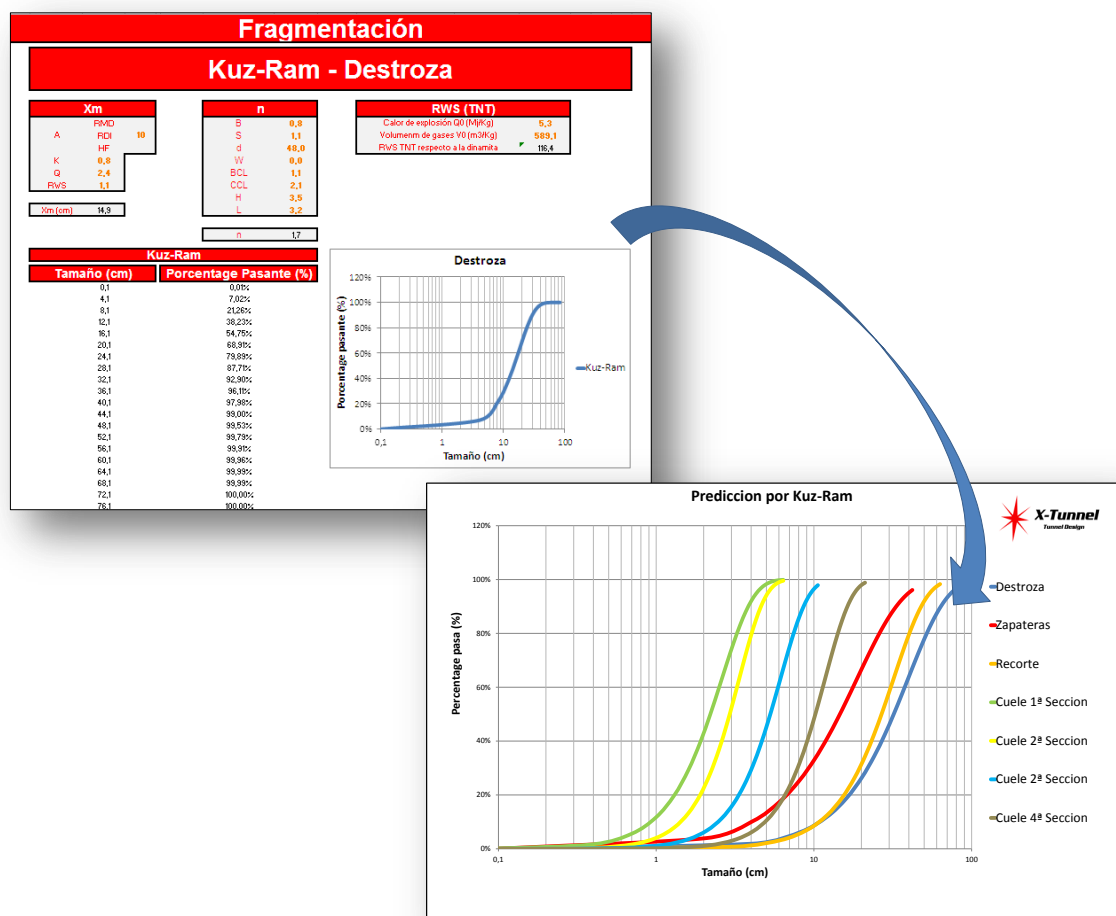


Figura 6-15 – Curvas de fragmentación de todas las secciones del túnel

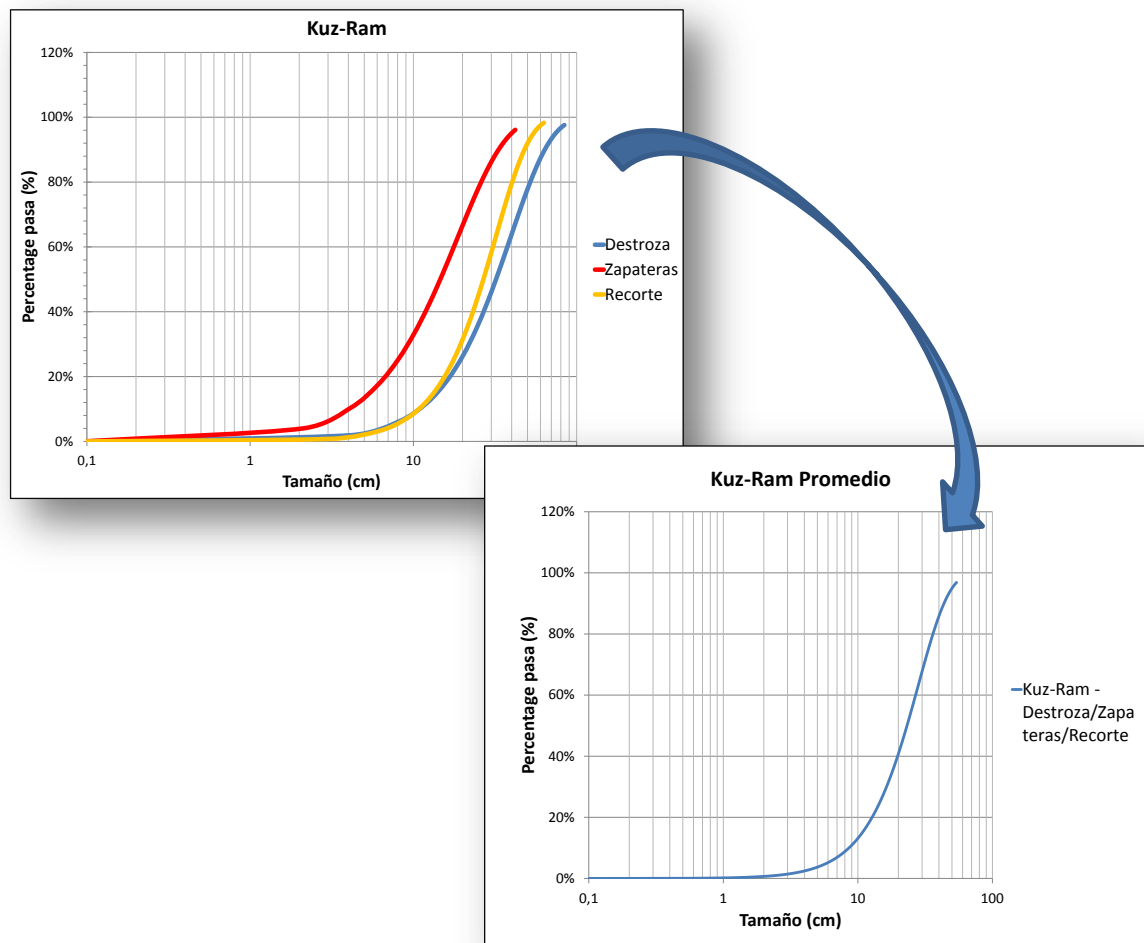


Figura 6-16 - Fragmentación Promedia

La fragmentación se predice considerando un factor de roca introducido por el utilizador en el apartado “C. Mallas”. Pero este factor es automáticamente corregido si se hace la comparación con un análisis de fragmentación de una voladura real, tomando el modelo el valor real del factor de roca.

6.3.7 Zona de calculo

X-Tunnel tiene una zona de cálculo donde se realizan los cálculos y donde se estipulan las coordenadas para el dibujo. Esta sección es una parte independiente (visualmente) de la zona de interface utilizador-herramienta y comprende dos grandes grupos:

- Zona de calculo
- Zona de generación de coordenadas

En la zona de cálculo, están alojadas las formulaciones del método Sueco para cálculo de mallas. Para cada zona de una sección de túnel se calcula la piedra y el espaciado que serán datos utilizados en la zona de generación de coordenadas y el utilizador apenas recorría a ella caso pretendiese hacer algún tipo de ajuste para que la herramienta se adaptase a alguna situación.

6.3.7.1 Zona de cálculo del Cuele

En esta zona de cálculo se determina el diseño del cuele. Como es posible observar en la figura 6-17, se determinan las configuraciones geométricas de él, ya en la figura 6-18 se verifican los cálculos de los consumos en esta sección de un túnel.

Calculo de las secciones del Cuele y Contracuele						
Seccion 1	Burden Teórico B (m)	0,18				
	B1 (m)	0,15				
	Conc. lineal de cargas - q1 (Kg/m)	0,80				
	q1	0,74				
	Ah*1 (m)	0,21				
	A _{h1} (m)	0,13				
	Longitud barreno	0,20				
Seccion 2	Burden Teórico B	0,19	✓	25mm	32mm	38mm
	B2	0,13	✓	0,17	0,21	0,19
	Diametro usado	0,20	✓	0,113	0,160	0,133
	q1	0,74				
	Restricción q	Cumple				
	Nuevo q	No necesario				
	Ah*2	0,34				
Seccion 3	Burden Teórico B	0,26	✓	25mm	32mm	38mm
	B3	0,21	✓	0,23	0,30	0,26
	Diametro usado	0,20	✓	0,179	0,244	0,207
	q1	0,74				
	Ah*3	0,53				
	Ah3	0,45				
	Restricción secciones	Calcular una nueva sección				
Seccion 4	Burden Teórico B	0,35	✓	25mm	32mm	38mm
	B4	0,29	✓	0,31	0,40	0,35
	Diametro usado	0,20	✓	0,254	0,341	0,292
	q1	0,74				
	Ah*4	0,79				
	Ah4	0,73				
	Restricción secciones	Calcular una nueva sección				

Figura 6-17 – Cálculo de la configuraciones geométricas del cuele

Consumos		
Sección 1	L columna (m)	3,19
	Nº Cartuchos	16,00
	Qc (kg)	2,36
	Volumen (m3)	0,11
	Powder Factor	21,51
Sección 2	L columna (m)	3,19
	Nº Cartuchos	16,00
	Qc (kg/m)	2,36
	Volumen (m3)	0,16
	Powder Factor	15,11
Sección 3	L columna (m)	3,19
	Nº Cartuchos	16,00
	Qc (kg/m)	2,36
	Volumen (m3)	0,33
	Powder Factor	7,20
Sección 4	L columna (m)	3,19
	Nº Cartuchos	16,00
	Qc (kg/m)	2,36
	Volumen (m3)	0,75
	Powder Factor	3,17

Figura 6-18 - Cálculo de los consumos en el cuele

6.3.7.2 Zona de cálculo de las zapateras

De igual forma el diseño de las zapateras se determina por la zona representada en la figura 6-19.

Zapateras		
Roca y Perforación		
Dados de Roca		
f	1,45	
Diseño		
S/B	1	
Explosivo a usar		
Diametro (m)	0,032	
Longitud (m)	0,2	
ql	0,965097263	
Cálculo del diseño de los barrenos de Zapateras		
Btz - teórico (m)	1,09	
Bpz - práctico (m)	0,85	
Nº de Barrenos	7,00	
Sz - teórico (m)	1,01	
S'z - práctico (m)	0,49	
Nº barrenos/lado	3	
Cargas		Nº Cartuchos
L fondo (m)	1,06	5,00
L columna (m)	2,14	10,00
Qf (Kg)	1,02156763	
Qc (kg)	2,06157069	
Q (Kg)	3,08	
Restricción	Se cumple	
Powder Factor		
Volumen	1,44	
Powder Factor	2,14	

Figura 6-19 - Cálculo de las zapateras

6.3.7.3 Zona de cálculo del recorte

El aspecto del cálculo del diseño de los barrenos de contorno tiene el aspecto presentado en la figura 6-20.

Recorte Pre-Corte			
Roca y Perforación			
Dados de Roca	f	1,2	
Diseño			
S/B	0,8		
Inclinación	3		
Explosivo a usar			
Diametro (m)	0,025		
Longitud (m)	0,2		
ql	0,589048623		
Cálculo de recorte			
k	15	16	
Sr (m)	0,7		
Btr (m)	0,88		
Bpr (m)	0,627775122		
Raio - arco (m)	2,500490196		
Angulo S (rad)	0,280867392		
Angulo Tunnel (rad)	3,101899987		
Arco Tunnel (m)	7,756495551		
Arco barreno (m)	0,702306161		
Nº barrenos	11		
Nº barrenos/lado	5		
Cargas			
qlm	0,18		
L fondo (m)	1,06		
L columna (m)	2,14	7,00	
Qf (Kq)	0,62351540		
Qo (Kq)	1,25828289		
Q (Kq)	1,18		
Powder Factor			
Volumen	1,44		
Powder Factor	0,82		

Figura 6-20 - Cálculo de recorte

6.3.7.4 Zona de cálculo de la destroza

La zona del cálculo de la destroza presenta la organización expuesta en la figura 6-21.

Destroza			
Roca y Perforación			
f (arriba y horizontal)	1,45		
f (abajo)	1,2		
Diseño			
S/B	1,25		
Explosivo a usar			
Diametro (m)	0,028		
Longitud (m)	0,2		
ql	0,738902592		
Cálculo de los arcos de destroza			
Nº arcos de destroza	3		
Sd - abajo (m)	1,05636365		
Sd - arriba/horizontal (m)	1,06		
Bpd - abajo (m)	0,845		
Bpd - arriba/horizontal (m)	0,845		
Cargas			
L fondo (m)	1,06		
L columna (m)	2,14		
Qf (Kq)	0,78		
Qo (Kq)	1,58		
Q (Kq)	2,36		
Nº Barrenos	20,00		
Powder Factor			
Volumen	3,12		
Powder Factor	0,76		

Figura 6-21 - Cálculo de la destroza

6.3.7.5 Zona de cálculo de las coordenadas de los barrenos

Esta zona usa criterios y restricciones para posicionar los barrenos de forma correcta. Conjuga todos los barrenos en una única pantalla por forma a optimizar su distribución automáticamente mediante la introducción de los datos de entrada. A título de ejemplo, la figura 6-22 enseña la zona de cálculo de los barrenos localizados entre los barrenos de la destroza superior y el cuele.

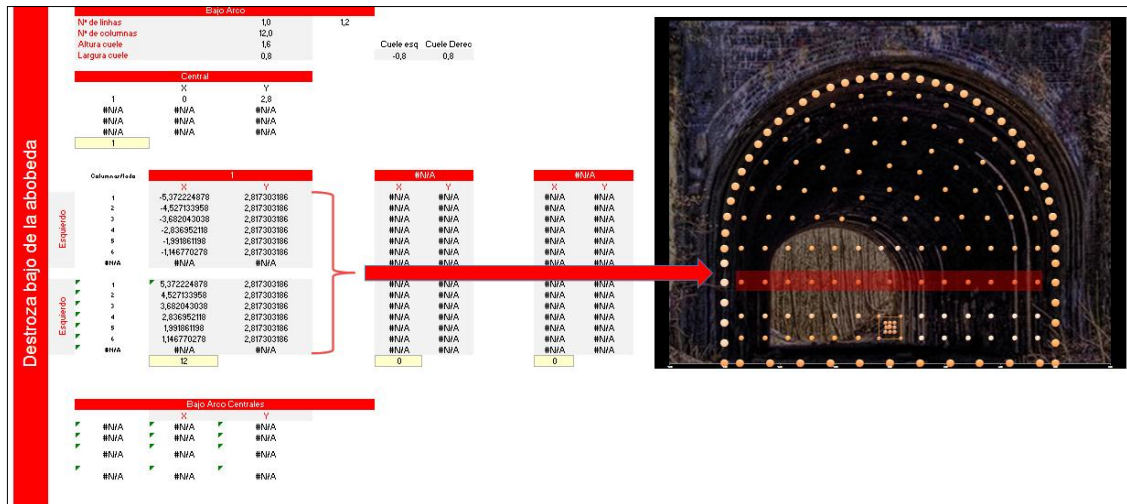


Figura 6-22 - Cálculo de los barrenos localizados entre los barrenos de la destroza superior y el cuele

7 Aplicación de la herramienta

Con el objetivo de validar la eficiencia de la herramienta anteriormente descrita, se inició una serie de análisis de situaciones reales donde se han comparado parámetros como el diseño del túnel y análisis de fragmentación resultante de una determinada voladura.

7.1 Caso 1 – Diseño de un túnel en la Mina Kittila (Finlandia)

La mina Kittila, en Finlandia es propiedad de Agnico-Eagle Mines Limited y está dedicada a la extracción de oro. Se examinó el diseño de una voladura de un túnel de sección de $27,7 \text{ m}^2$, en roca volcánica, y la tabla 7-1 muestra los parámetros de diseño empleados con los datos de retorno proporcionados por la herramienta X-Tunnel. El esquema real tiene 3 barrenos sin carga alineados. Para modelar esta situación se ha propuesto que el diámetro vacío es:

$$D_2 = D_k \times \sqrt{n} \quad (7.1)$$

donde

D_2 = Diámetro un barreno vacío (m)

D_k = Diámetro de los barrenos vacío utilizados en Kittila (m)

n = Número de barrenos vacío en Kittila

En una primera analice se verifica que para los *in-puts* introducidos en la herramienta X-Tunnel, difieren en el diámetro y en el retacado. El retacado de la Mina Kittila es fruto de estudios de voladuras previas y como se verifica en la tabla 7-2 varía para determinados conjuntos de barrenos. El retacado promedio es de 1,9 m pero se ha sido introducido un retacado de 1,4 m para cumplir con un consumo específico igual. La razón por no se introducir el mismo retacado (de 1,9 m) es que el número de barrenos de la situación real, y su distribución, es ligeramente distinta de la modelada por lo que ha sido hecho una serie de ajustes de este parámetro para alcanzar el mismo consumo específico.

El parámetro c (constante de roca) es muy importante en la modelación y distribución de barrenos y consumo específico. Se introdujo el valor de 0,5 pues valores inferiores a

él, producían en la frente del túnel zonas libre de barrenos, que serían ilusorios en una situación real.

Tabla 7-1 - Caso 1 – Mina Kittila

		Parámetros	Kittila Mine - Finland	X-Tunnel Design
In-puts	Diseño	Ancho (m)	5,3	5,3
		Altura (m)	4,5	4,5
		Flecha (m)	1	1
		Diámetro perf. (mm)	48	48
		Diámetro vacío (mm)	3×0,085	$0,085 \times \sqrt{3} = 0,14$
		c	n.e.	0,5
		Long. Perforación	5	5
		Retacado	1,9	1,4
	Explosivo	ρ (g/cm ³)	1,05	1,05
		Calor de Explosión (MJ/Kg)	3,19	3,19
Out-Puts	Diseño	Área (m ²)	27,7	27,7
		Barrenos cargados	64	65
		Barrenos Vacíos	3	1
		Avance (m)	4,8	4,8
	Explosivo	kg de explosivo	370,5	368,6
		Boosters (150g-1,48 kg/m ³)	9,45	9,75
		Total	379,95	378,39
	General	Volumen (m ³)	139	138,37
		Metros perforados (m)	315	320
		Perf. específica (m/m ³)	2,3	2,3
		Cons. Específico (kg/m ³)	2,73	2,735

n.e. = no especificado

Tabla 7-2 - Distribución del explosivo en los barrenos (Mina Kittila)

	Parámetros	Kittila Mine - Finland
Cuele	Nº Barrenos	14
	Volumen Explosivo/barrenos (cm ³)	7204,0
	kg/barreno	7,6
	Densidad (kg/m ³)	1,05
Zapateras	Nº Barrenos	7
	Volumen Explosivo/barrenos (cm ³)	5757,0
	kg/barreno	6,08
	Densidad (kg/m ³)	1,05
Destroza	Nº Barrenos	22
	Volumen Explosivo/barrenos (cm ³)	5033,0
	kg/barreno	5,3
	Densidad (kg/m ³)	1,05
Contorno	Nº Barrenos	21,0
	Volumen Explosivo/barrenos (cm ³)	4490,0
	kg/barreno	4,8
	Densidad (kg/m ³)	1,05
	Retacado (promedio ponderado) (m)	1,9

En términos de malla de perforación en las figuras 7-1 y 7-2 se observa la malla utilizada y la modelada por X-Tunnel. Se logra que este presenta una buena estimación comparando con la real.

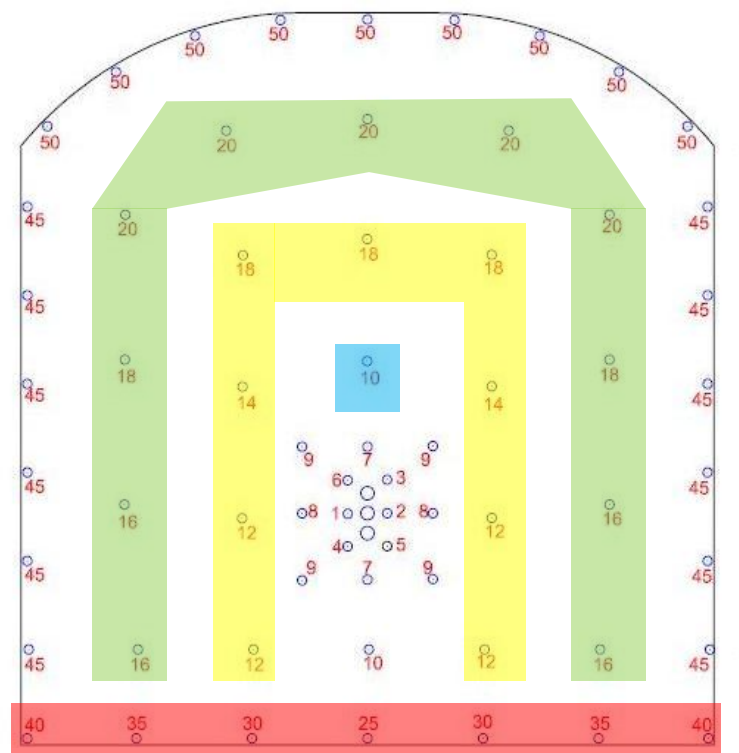


Figura 7-2 - Malla de perforación - Mina Kittila

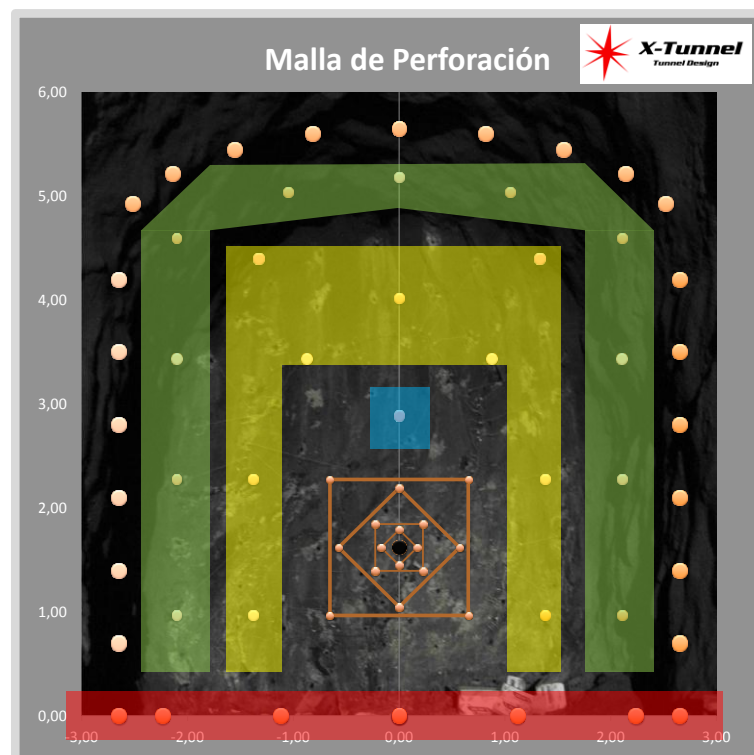


Figura 7-1 – Malla de perforación – X-Tunnel

En este primero estudio se utilizó la herramienta de analice de fragmentación presente en X-Tunnel. Recorriendo a una foto análisis, utilizando el Split Desktop (figura 7-3), se comparó el comportamiento de la curva de esa foto con las curvas predichas de cada zona de la sección del túnel.

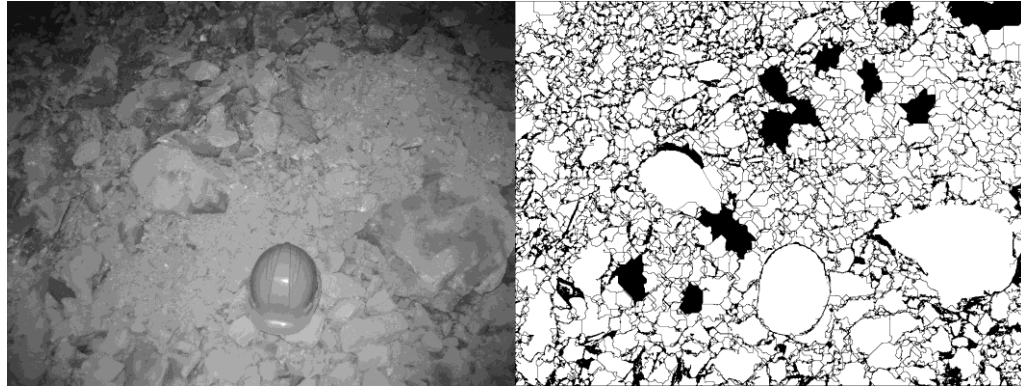


Figura 7-3 - Caso 1 - Foto análisis (Split Desktop)

Entonces se obtuvieron las curvas de la figura 7-4, del análisis del Split y de la predicción del X-Tunnel, respectivamente. Cada una usa los datos de la tabla 7-4.

Tabla 7-3 - Análisis de fragmentación

Parámetro		Kittila Mine - Finland	X-Tunnel Design
Fragmentación	Factor A	14	14
	Índice de uniformidad	1,3	1,8
	Xm (cm)	11,6	11,4

Como se verifica, la predicción de tamaño promedia coincide con el tamaño resultante de la análisis fotográfica (tabla 7-4 y figura 7-5). La diferencia que se observa de la curva promedia es resultado de la distinción del índice de uniformidad (calculado por Split y predicho por X-Tunnel) y de la inconstancia de la cantidad de explosivo por barreno en el caso real que afectará el parámetro Q de la ecuación de Kuznetsov.

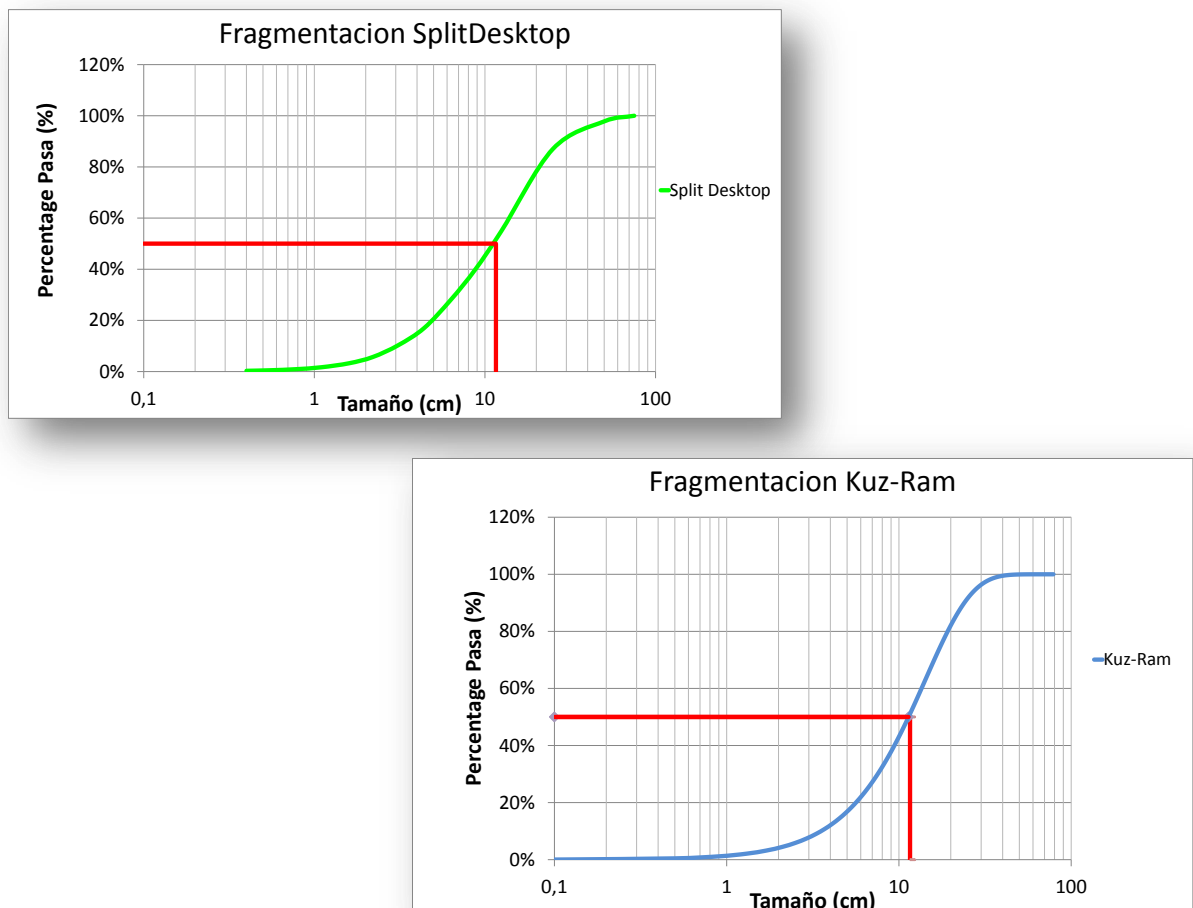


Figura 7-4 - Fragmentación del Split y Kuz-Ram (X-Tunnel)

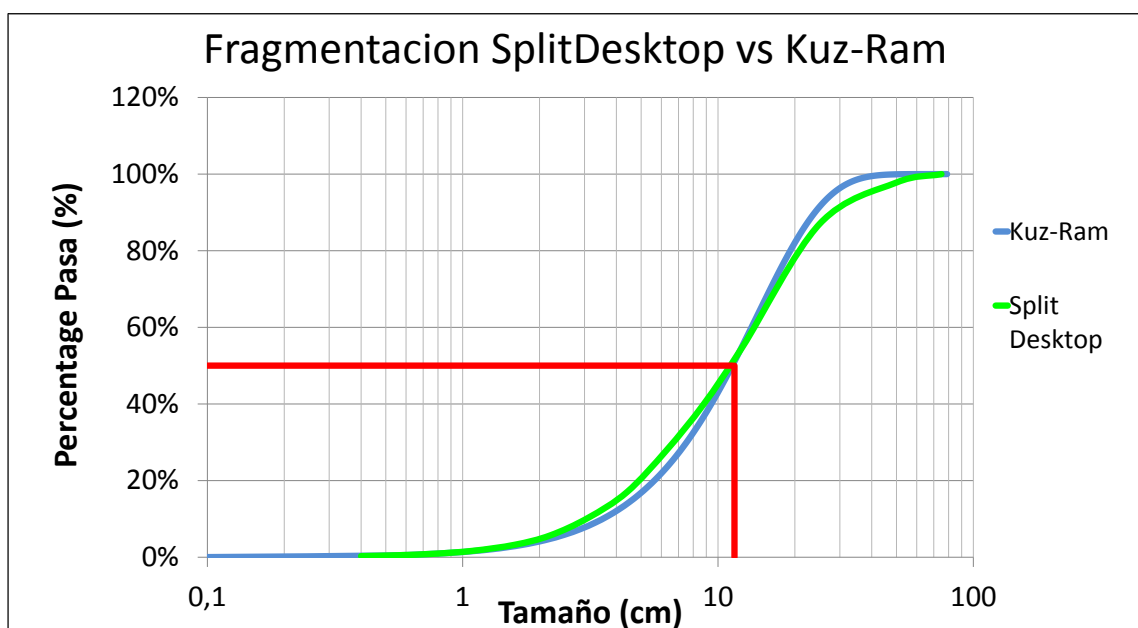


Figura 7-5 - Sobreposición de la fragmentación del Split y herramienta X-Tunnel

En relación a la predicción de las partículas finas y gruesas hay una ligera discrepancia ya que el propio modelo de Kuz-Ram presenta alguna incertidumbre en su predicción y, claro, ha sido testeado para casos de voladuras en bancos.

7.2 Caso 2 – Mina Poderosa (Perú)

Para la segunda análisis, se procuró testar la herramienta para túneles de sección inferior a 10 m². Así se usó, como comparación, un túnel de la mina Poderosa (Cia. Minera Poderosa S.A.). Es una mina dedicada a la extracción de oro, localizada en Vijus, distrito y provincia de Pataz, departamento de la Libertad, Perú. Sus túneles tienen de sección 5,08 m² y para la comparación se introdujo los siguientes *in-puts*.

Tabla 7-4 - Caso 2 (In-Puts y Out-Puts)

		Parámetros	Mina Poderosa	X-Tunnel Design
In-puts	Diseño	Ancho (m)	2,5	2,5
		Altura (m)	2	2
		Flecha (m)	0,5	0,5
		Diámetro Perf. (mm)	36	36
		Diámetro vacío (mm)	3×0,036	$0,036 \times \sqrt{3} = 0,072$
		c	n.e.	0,45
		Long. Perforación	1,55	1,55
	Explosivo	Retacado	n.e.	0,8
		ρ (g/cm ³)	1,2	1,2
		Calor de Explosión (MJ/Kg)	4,165	4,165
Out-Puts	Diseño	Área (m ²)	5,95	5,95
		Barrenos cargados	35	39
		Barrenos Vacíos	3	1
		Avance (m)	1,54	1,54
	Explosivo	kg de explosivo	26,6	27,5
	General	Volumen (m ³)	9,163	9,163
		Metros perforados (m)	54,25	60,45
		Perforación específica (m/m ³)	5,9	6,6
		Cons. Específico kg/m ³	2,76	2,74

Con el objetivo de obtener el mismo consumo específico se ha cambiado el factor de roca (c), bien como el retacado. El diseño obtenido después de la manipulación de los parámetros de la tabla 7-4 está representado en la figura 7-6.

Comparando el diseño modelado con el real, se observa una gran discrepancia en términos de la ubicación de los barrenos y zona libres de barrenos (principalmente abajo del cuele).

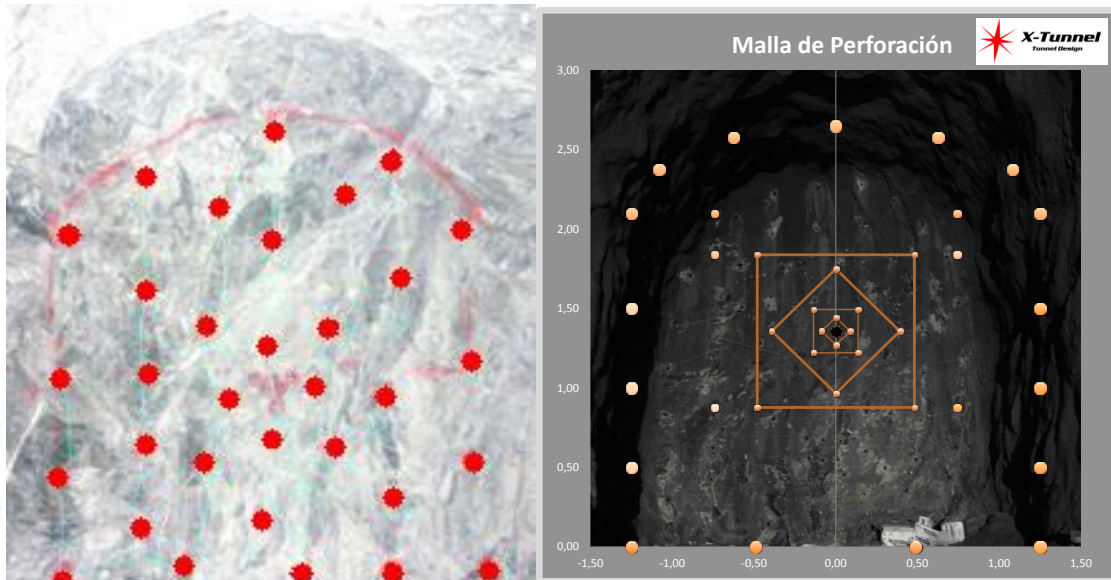


Figura 7-6 - Malla de perforación de la Mina Poderosa vs malla de perforación del X-Tunnel

En relación a los barrenos de la destroza se verifica una predicción demasiado reducida de ellos y la ubicación de barrenos excesivamente cerca de otros. El retacado obtenido es de 0,8 m y para la longitud de barrenos (1,55 m) es considerablemente gran. Observando el cuele se logra que él de la predicción es exageradamente largo. De hecho para secciones pequeñas se utilizan cueles quemados, de barrenos de igual diámetro. Por fin la piedra calculada de las zapateras es de 1 m, lo que no es el ideal para esta sección.

Como ha sido referido al largo del documento, para el desarrollo de esta herramienta, se utilizaron las formulaciones del Método Sueco para túneles superiores a 10 m^2 . De hecho, los resultados del diseño no son los mejores aunque son esperados.

8 Conclusiones

A título de conclusión, en un primero lugar, la creación de herramientas, informáticas o no, permiten al ser humano optimizar y mejorar las prácticas del día a día. De esta forma el desenvolvimiento de la herramienta X-Tunnel viene justo en ese sentido. A parte de facilitar las tareas de un trabajador, una herramienta de esta capacidad, tiene de ser intuitiva y de uso fácil, ya que el ambiente de trabajo en una mina, muchas veces, no permite la pérdida de tiempo.

Como se sabe, la abertura de túneles es hoy en día una práctica científica, pero está conectada directamente a la sensibilidad humana. Esta situación difícilmente puede ser predicha y, de esta forma, la abertura de túneles es considerada una arte resultante de una longa experiencia que todavía no se ha podido, en su totalidad, sistematizar matemáticamente.

X-Tunnel, como todas las herramientas de apoyo, surgen en lo sentido de aproximar la realidad a modelos capaces de a predecir.

Enfocando el tema de estudio, los resultados obtenidos, aunque insuficientes, corroboran que, el método que la herramienta utiliza es aplicable a la abertura de túneles con secciones mayores de 10 m^2 y que, para esas secciones hay una aproximación bastante satisfactoria. El modelo de predicción de fragmentación (Kuz-Ram) es un instrumento factible de ser utilizado para minería subterránea aunque hay que tener en atención factores determinantes para su validez.

8.1 Consideraciones futuras

Este proyecto pretende ser el inicio del desarrollo de una serie de herramientas que permitan todos los tipos de apertura de túneles. En el presente trabajo, hubo una mayor persistencia en los túneles en forma de “D” con grandes secciones. De los principales temas a incluir en futuro se destacan:

- Desarrollar la herramienta para túneles de distintas secciones.
- Revisar al método sueco para cálculo de secciones pequeñas.
- Añadir un apartado de sostenimiento de túneles.

- Asociar una herramienta, como la presentada, a un software de dibujo 3D donde se mirase la evolución de la abertura de un túnel en un modelo simulando su envolvimiento dentro del macizo rocoso.

9 Bibliografía

1. **Tatiya, Ratan Raj.** *Surface and Underground Excavations - Methods, Technics and Equipment.* 2005.
2. **Kolymbas, Dimitrios.** *Tunelling and Tunnel Mechanics - A Rational Approach to Tunnelling.* 2005.
3. **Trondheim, University of.** *Tunneling - Blast Design.*
4. **A. K. Chakraborty, P. Pal Roy, J. L. Jethwa, and R. N. Gupta.** *Blast Performance in Small Tunnels - A Critical Evaluation in Underground Metal Mines.* 1998.
5. **Silva, Valdir Costa e.** *Operações Mineiras.* Ouro Preto, Brasil : Departamento de Engenharia de Minas - Escola de Minas - UFOP, 2009.
6. **Gustafson, R.** *Swedish Blasting Technique,* . Gothenburg, Sweden : s.n., 1973.
7. **Transportation, U.S. Department of.** *Highway & Rail Transit Tunnel Maintenance & Rehabilitation Manual.* s.l. : The Federal Highway Administration, 2005.
8. **Langefors, U. y B., Kilström.** *The Modern Technique of Rock Blasting.* New York and Almqvist & Wiksell, Stockholm : John Wiley and Sons, Inc., 1963.
9. **Sanchidrián, J.A. y Muñiz, E.** *Curso de Tecnología de Explosivos.* Madrid : Fundación Gomez-Pardo, 2000.
10. **Konya, C. J. y Walter, E. J.** *Rock Blasting.* Montville, Ohio, United States : Federal Highway Administration, 1985.
11. *The Kuz-Ram Fragmentation Model - 20 years on.* **Cunningham, C.V.B.** South Africa : African Explosives Limited, Modderfontein, 2005.
12. **Kuznestsov, V. M.** *The mean diameter of fragments formed by blasting rock.* s.l. : Soviet Mining Science, 1973.
13. **Holmberg, R.** *Charge calculations for tunneling.* New York : Underground Mining Methods Handbook, SME, 1982.
14. **Persson, P.A., Holmberg, R. y Lee, J.** *Rock and Explosives Engineering.* USA : CRC Press, 2001.
15. **Persson, P.A., Holmberg, R. y Lee, J..** *Rock Blasting and Explosives Engineering.* Boca Raton, Florida, USA : CRC Press LCC, 1994.
16. **Jimeno, C. L., Jimeno, E. L. y Carcedo, F. J. A.** *Manual de perforacion y voladura de rocas.* Madrid : Instituto Tecnológico Geominero de España, 2004.
17. **Costa, Bruno Manuel Amaral.** *Ferramenta Informática de Apoio à Escavação de Túneis.* Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto. Porto : Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto, 2012.

18. *Comparison of Tunnel Blast Design Models*. **Technology, Norwegian University of Science and**. Trondheim, Norway : Department of Civil and Transport Engineering, Norwegian University of Science and Technology, 2005.

19. *The Computerized Design Program for Tunnel Blasting*. **Lee, C., y otros, y otros**. Seoul, Korea : International Society of Explosives Engineers, 2005.

DESARROLLO DE UNA HERRAMIENTA PARA DISEÑO DE VOLADURAS EN TÚNELES

Documento nº 2: Estudio Económico

1 Presupuesto

1.1 Costo directo

Diseño y desarrollo de la plantilla EXCEL	-	500,00 €
Contrato de equipamiento y personal para las voladuras analizadas	-	10 000,00 €
Subtotal A	-	10 500,00 €
Costos de mantenimiento (10%)	-	1 050,00 €
Subtotal B = (A+ Costos de mantenimiento)	-	11 550,00 €
IVA (21%)	-	2 425,50 €
COSTO TOTAL	-	13 975,50 €

DESARROLLO DE UNA HERRAMIENTA PARA DISEÑO DE VOLADURAS EN TÚNELES

Documento nº 3: Anexos

1 Anexo A – Clasificación de los explosivos

